

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**METODOLOGÍA TÉCNICA Y ECONÓMICA PARA LA CONSTRUCCION DE
CHIMENEAS, EN LA MINA COTURCAN – UNIDAD MINERA HUANCAPETI -
ANCASH**

PRESENTADO POR:

BACH. JONATAN ALLER SULLCA

PARA OPTAR AL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

MGT. ODILON CONTRERAS ARANA

CUSCO - PERU

2025



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

VICE RECTORADO DE INVESTIGACIÓN

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro. CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe asesor del informe técnico titulado: "METODOLOGÍA TÉCNICA Y ECONÓMICA PARA LA CONSTRUCCION DE CHIMENEAS EN LA MINA COTURCAN – UNIDAD MINERA HUANCAPETI - ANCASH"

Presentado por **Jonatán Aller Sulca**, con DNI **46531480** y código universitario Nro. **110516** para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 (Dos) veces, mediante el software antiplagio Turnitin, conforme al Artículo 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de: **8 % (diez por ciento)**.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación, tesis, textos, libros, revistas, artículos científicos, material de enseñanza y otros (Art. 7, inc. 2 y 3)

| Porcentaje | Evaluación y acciones. | Marque con una X |
|----------------------|---|------------------|
| Del 1 al 10 % | No se considera plagio. | X |
| Del 11 al 30% | Devolver al usuario para las correcciones. | ----- |
| Mayores a 31 % | El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a ley. | ----- |

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera hoja del reporte del software antiplagio.

Cusco, 16 de junio de 2025.

FIRMA

POST FIRMA:

DNI Nro.: 23823356

ORCID ID: 0000-0002-9164-1705

Se adjunta:

1. Reporte Generado por el sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: 27259:467523508

JONATAN ALLER SULLCA

“METODOLOGÍA TÉCNICA Y ECONÓMICA PARA LA CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS EN LA MINA COTURCAN – U...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:467523508

Fecha de entrega

16 jun 2025, 1:24 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

16 jun 2025, 1:28 p.m. GMT-5

Nombre de archivo

TESIS_JONATAN_1306.docx

Tamaño de archivo

29.0 MB

197 Páginas

37.381 Palabras

204.558 Caracteres

8% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- ▶ Bibliografía
- ▶ Texto citado
- ▶ Texto mencionado
- ▶ Coincidencias menores (menos de 15 palabras)

Fuentes principales

- 8%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 5%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

0 indicadores de integridad para revisión

No se encontraron manipulaciones de texto sospechosas.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

Al Señor De Qoyllority que con su bendición y sabiduría a lo largo de mi vida fueran guiados y darme fuerzas para seguir luchando con constancia y perseverancia para el desarrollo de esta investigación.

A mis padres Juan De Dios y Luciana, hermanos Mariluz y Kingston y mi novia Violeta por el apoyo y su entera confianza incondicional que depositaron en mí y darme la oportunidad de recorrer mi camino, por la motivación constante que permitieron ser un profesional de bien.

A mi asesor ING Odilón Contreras por la comprensión incondicional y apoyo en la culminación de mi trabajo de tesis.

AGRADECIMIENTOS

Mi sincero agradecimiento:

A la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco y a la facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica, en especial a la escuela Profesional de Ingeniería de Minas por permitir mi formación profesional en sus aulas y desarrollarme al perfil profesional requerido para el servicio a la sociedad.

A todos mis maestros que con sus enseñanzas impartieron sabiduría en las aulas.

Mi consideración extensiva al asesor de tesis, Mgt. Odilón Contreras Arana, por la dedicación, comprensión y motivación se culmine la investigación.

Así mismo a la Compañía minera Huancapeti S.A.C., por permitir la realización de la investigación y a todos los Ingenieros de todas las áreas por su comprensión, consejos y sugerencias a cada uno de ellos muchas gracias.

RESUMEN

La presente investigación tuvo como objetivo determinar el método más adecuado para la construcción de chimeneas de servicio fuera del tajeo en la Mina Coturcan – Unidad Minera Huancapetí. Para ello, se evaluaron técnica y económicamente los métodos Raise Boring y V.C.R. (Vertical Crater Retreat), mediante el análisis de costos, parámetros operativos y validación en campo. El estudio partió del diagnóstico de la situación actual, seguido del análisis comparativo de costos unitarios y condiciones de ejecución, tanto en aspectos logísticos como de eficiencia.

Los resultados indicaron que el método V.C.R. presentó un costo unitario de USD 401.63/m, mientras que el método Raise Boring alcanzó un valor de USD 988.20/m, lo cual evidencia una diferencia significativa en términos económicos. Asimismo, se validó el método V.C.R. en campo mediante la construcción de una chimenea de 20 metros, con un rendimiento promedio de 6.25 metros por guardia, lo que demostró su viabilidad operativa.

Se concluyó que el método V.C.R. representa una solución técnicamente eficiente, económicamente viable y operativamente adaptable para la construcción de chimeneas en unidades mineras que no cuentan con infraestructura especializada para Raise Boring, permitiendo ejecutar obras verticales con recursos propios, de forma segura, precisa y con resultados consistentes.

Palabras clave: Chimenea, Raise Boring, perforación y voladura, metodología técnica y económica.

ABSTRACT

The objective of this research was to determine the most suitable method for the construction of service raises outside the stope in the Coturcan Mine – Huancapetí Mining Unit. For this purpose, the Raise Boring and V.C.R. (Vertical Crater Retreat) methods were evaluated technically and economically, through cost analysis, operational parameters and field validation. The study began with the diagnosis of the current situation, followed by the comparative analysis of unit costs and execution conditions, including logistics and efficiency.

The results showed that the V.C.R. method had a unit cost of USD 401.63/m, while the Raise Boring method reached USD 988.20/m, highlighting a significant economic difference. Likewise, the V.C.R. method was validated in the field with the construction of a 20-meter raise, achieving an average performance of 6.25 meters per shift, demonstrating its operational feasibility.

It was concluded that the V.C.R. method represents a technically efficient, economically viable, and operationally adaptable solution for raise construction in mining units that do not have specialized Raise Boring infrastructure, allowing vertical works to be executed with internal resources, safely, precisely, and consistently.

Keywords: raise, Raise Boring, drilling and blasting, technical and economic methodology.

INTRODUCCIÓN

La construcción de chimeneas en minería subterránea es una labor fundamental para garantizar la operatividad continua de los servicios auxiliares como ventilación, conducción de agua, energía eléctrica y aire comprimido. Sin embargo, en muchas operaciones mineras, estas chimeneas han sido tradicionalmente construidas dentro de zonas productivas o tajeos, lo que compromete su permanencia estructural al estar expuestas a la eliminación progresiva durante el avance de la explotación. Esta situación ha generado discontinuidades operativas, pérdidas económicas y un aumento en los riesgos de accidentabilidad por la necesidad de reubicar o reconstruir dichas infraestructuras.

En este contexto, la presente investigación tiene como objetivo evaluar y determinar la metodología técnica y económica más adecuada para la construcción de chimeneas de servicio ubicadas fuera del tajeo, específicamente en la Mina Coturcan – Unidad Minera Huancapeti, en el departamento de Áncash. Para ello, se realizó un análisis comparativo entre dos métodos ampliamente utilizados en minería subterránea: el método convencional mediante taladros largos conocido como V.C.R. (Vertical Crater Retreat) y el método mecanizado Raise Boring, considerando variables como el costo unitario por metro lineal, la precisión geométrica, la seguridad operativa y el tiempo de ejecución.

La investigación está orientada a brindar una solución técnica que permita optimizar la construcción de chimeneas permanentes, minimizando los costos de operación y maximizando la eficiencia y seguridad en condiciones geomecánicas reales. A través del análisis de parámetros de diseño, ensayos de campo y modelamiento económico, se busca generar una herramienta de planificación aplicable a unidades mineras similares, contribuyendo así a mejorar la sostenibilidad operativa de la infraestructura subterránea.

La relevancia del estudio radica en su enfoque práctico y replicable, ofreciendo criterios técnicos concretos para la toma de decisiones sobre el método constructivo más

eficiente para chimeneas de servicio, alineado con las exigencias actuales de productividad, seguridad y durabilidad en minería subterránea moderna.

ÍNDICE

| | |
|---|-----|
| DEDICATORIA | II |
| AGRADECIMIENTOS | III |
| RESUMEN | IV |
| ABSTRACT | V |
| INTRODUCCIÓN | VI |
| 1. CAPÍTULO I | 1 |
| PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN | 1 |
| 1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... | 1 |
| 1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA | 2 |
| 1.2.1. PROBLEMA GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN..... | 2 |
| 1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS DE LA INVESTIGACIÓN..... | 2 |
| 1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN | 3 |
| 1.3.1. OBJETIVO GENERAL | 3 |
| 1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS | 3 |
| 1.4. JUSTIFICACIÓN..... | 3 |
| 1.5. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN | 5 |
| 1.5.1. DELIMITACIÓN GEOGRÁFICA | 5 |
| 1.5.2. DELIMITACIÓN TEMPORAL | 5 |
| 1.5.3. ALCANCE | 5 |
| 1.6. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN | 5 |
| 1.6.1. Hipótesis específicas..... | 6 |

| | |
|--|----|
| 1.7. Variables e Indicadores | 6 |
| 1.7.1. Variables Dependientes | 6 |
| 1.7.2. Variable Independientes | 6 |
| 1.8. Metodología de la Investigación..... | 7 |
| 1.8.1. Tipo de Investigación | 8 |
| 1.8.2. Nivel de Investigación..... | 8 |
| 1.8.3. Población y Muestra | 9 |
| 1.8.4. Técnicas e Instrumentos de recolección de datos..... | 9 |
| 2. CAPÍTULO II..... | 11 |
| MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN..... | 11 |
| 2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN | 11 |
| 2.1.1. ANTECEDENTES INTERNACIONALES..... | 11 |
| 2.1.2. ANTECEDENTES NACIONALES | 11 |
| 2.2. BASES TEÓRICAS | 13 |
| 2.2.1. <i>MINERÍA SUBTERRÁNEA</i> | 13 |
| 2.2.2. <i>DISEÑO DE CHIMENEAS</i> | 14 |
| 2.2.3. <i>CHIMENEAS</i> | 17 |
| 2.2.4. <i>PERFORACIÓN CON PERFORADORAS DTH Y TH</i> | 26 |
| 2.2.5. <i>MÉTODO V.C.R. (VERTICAL CRATER RETREAT)</i> | 28 |
| 2.2.6. <i>CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO</i> | 33 |
| 2.2.7. <i>OPERACIONES DEL CICLO DE MINADO</i> | 38 |

| | |
|--|-----|
| 2.2.8. ESTRUCTURA DE COSTOS DE CONSTRUCCIÓN EN CHIMENEAS | 52 |
| 3. CAPÍTULO III MÉTODO PROPUESTO PARA LA CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS | 55 |
| 3.1. Condiciones Técnicas para la Construcción de Chimeneas de Servicio | 57 |
| 3.1.1. Función y localización estratégica de la chimenea de servicio | 57 |
| 3.1.2. Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la zona seleccionada | 58 |
| 3.1.3. Diseño de Malla de perforación con el modelo matemático de Persson, Holmberg & Lee modificado | 63 |
| 3.1.4. Criterios de diseño estructural y funcionalidad esperada | 71 |
| 3.1.5. Parámetros operativos y restricciones de ubicación fuera del tajeo | 73 |
| 3.2. Desarrollo de la Construcción por el Método V.C.R. | 74 |
| 3.2.2. Ventilación de la chimenea obtenida del primer disparo | 93 |
| 3.2.3. Limpieza del material de la voladura | 94 |
| 3.3. Segundo disparo para la construcción de la chimenea por el método V.C.R96 | |
| 3.3.1. Análisis de construcción de la chimenea por V.C.R | 97 |
| 3.4. Costos de construcción de la chimenea propuesto V.C.R. | 101 |
| 3.4.1. Costos de construcción de chimenea, utilizando la broca de 76 mm. | 102 |
| 3.4.2. Resumen de costos total en la construcción de la chimenea propuesta por método V.C.R. | 106 |
| 3.5. Desarrollo de la Construcción por el Método Raise Boring | 107 |
| 3.5.1. Fases operativas del método Raise Boring | 107 |

| | |
|--|-----|
| 3.5.2. Detalles técnicos del sondeo piloto y reaming ascendente..... | 108 |
| 3.5.3. Parámetros de precisión y control de alineación | 110 |
| 3.5.4. Equipos especializados y requerimientos auxiliares | 111 |
| 3.5.5. Tiempos de operación, logística y limpieza final | 115 |
| 3.6. Comparación Técnica entre V.C.R. y Raise Boring..... | 117 |
| 3.6.1. Avance lineal por guardia y tiempo total de ejecución | 117 |
| 3.6.2. Precisión geométrica y desviación acumulada | 117 |
| 3.6.3. Seguridad operativa y exposición del personal | 118 |
| 3.6.4. Adaptabilidad a condiciones geotécnicas locales..... | 119 |
| 3.7. Análisis Económico Comparativo | 119 |
| 3.7.1. Desglose de costos del método V.C.R. por componente..... | 119 |
| 3.7.2. Desglose de costos del método Raise Boring por componente | 122 |
| 3.7.3. Costos indirectos y logísticos asociados..... | 123 |
| 3.7.4. Costo unitario por metro lineal de chimenea construida | 123 |
| 4. CAPÍTULO IV | 125 |
| ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS..... | 125 |
| 4.1. Síntesis de Resultados Obtenidos | 125 |
| 4.1.1. Tabla comparativa técnica-económica de ambos métodos..... | 125 |
| 4.1.2. Principales parámetros críticos identificados | 127 |
| 4.1.3. Implicancia operativa de los resultados para futuras chimeneas de servicio | 128 |
| 4.2. Discusión de Resultados..... | 129 |

| | |
|---|-----|
| 4.2.1. Comparar técnica y económicamente los métodos Raise Boring y VCR en la construcción de chimeneas en la mina Coturcan. | 129 |
| 4.2.2. Analizar la productividad en metros lineales por día de ambos métodos, considerando chimeneas de 20 metros | 130 |
| 4.2.3. Establecer la metodología técnica y económica más adecuada para la construcción de chimeneas en la mina Coturcan..... | 131 |
| CONCLUSIONES | 133 |
| RECOMENDACIONES..... | 134 |
| BIBLIOGRAFÍA | 135 |
| ANEXO 1: DESCRIPCIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO..... | 137 |
| 5. INFORMACIÓN DEL AREA DE ESTUDIO | 137 |
| 5.1. GENERALIDADES DE LA MINA..... | 137 |
| 5.1.1. <i>UBICACIÓN</i> | 137 |
| 5.1.2. <i>ACCESIBILIDAD</i> | 138 |
| 5.1.3. <i>BREVE HISTORIA DE LA MINA</i> | 139 |
| 5.1.4. <i>CLIMA</i> | 140 |
| 5.1.5. <i>FLORA Y FAUNA</i> | 140 |
| 5.2. GEOLOGÍA | 141 |
| 5.2.1. <i>GEOMORFOLOGÍA</i> | 141 |
| 5.2.2. <i>GEOLOGÍA REGIONAL</i> | 142 |
| 5.2.3. <i>GEOLOGÍA LOCAL</i> | 147 |
| 5.2.4. <i>GEOLOGÍA ECONÓMICA DEL YACIMIENTO</i> | 151 |

| | |
|---|-----|
| 5.3. GEOMECÁNICA..... | 158 |
| 5.3.1. <i>CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA ROCA EN MINA</i> | 158 |
| 5.3.2. <i>GEOMECÁNICA DE LA MINA COTURCAN</i> | 159 |
| 5.3.3. <i>SOSTENIMIENTO EN LABORES SUBTERRÁNEA DE LA MINA COTURCAN</i> | 165 |
| 5.4. MINERÍA | 167 |
| 5.4.1. <i>ZONAS DE PRODUCCIÓN</i> | 168 |
| 5.4.2. <i>MÉTODO DE EXPLOTACIÓN</i> | 169 |
| 5.4.3. <i>EXPLOTACIÓN CON TALADROS LARGOS</i> | 171 |
| 5.4.4. <i>OPERACIONES UNITARIAS DE MINADO</i> | 173 |
| ANEXO 2: MATRIZ DE CONSISTENCIA..... | 181 |
| ANEXO 3: VISTA EN PERFIL DE LA MINA COTURCAN CON LOS PRINCIPAL | 182 |
| ANEXO 4: PROCESO DE CARGUÍO DE LOS TALADROS 1RA Y 2DA ETAPA DE VOLADURA, CUADRO DE SECUENCIA DE VOLADURA DE DISPARO DE LA CHIMENEA..... | 183 |
| ANEXO 5: REGISTRO FOTOGRAFICO DE ACOMPAÑAMIENTO EN ACTIVIDADES – H1354 SIMBA EPIROC..... | 184 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | | |
|-----------------|--|-----|
| Tabla 1 | Operacionalización de las Variables | 7 |
| Tabla 3 | Interpretación de los Valores RMR..... | 37 |
| Tabla 4 | Interpretación del índice Q..... | 38 |
| Tabla 5 | Resumen de Explosivos | 45 |
| Tabla 6 | Características técnicas de mecha de seguridad..... | 47 |
| Tabla 7 | Evaluación del macizo rocoso entre los niveles 225 – 205..... | 62 |
| Tabla 8 | Valoración para área de estudio del RMR | 63 |
| Tabla 9 | V.C.R. 56 Propuesto desde el nivel 205 al nivel 225 de 2.10 m x 2.10 m de 20 metros | 81 |
| Tabla 10 | Parámetros de SIMBA H-1354 Epiroc..... | 82 |
| Tabla 11 | Esquema de carguío para cada disparo por taladros del V.C.R..... | 92 |
| Tabla 12 | Monitoreo de gases en la galería 372 después de la ventilación Mecánica... | 94 |
| Tabla 13 | Resumen de tiempos del 1er disparo de construcción de la chimenea por el método V.C.R..... | 95 |
| Tabla 14 | Resumen de la construcción final de la chimenea..... | 97 |
| Tabla 15 | Resumen de perforación de la chimenea 2.10 m x 2.10 m en V.C.R..... | 98 |
| Tabla 16 | Resumen de horas efectivas de trabajo reales por guardia | 101 |
| Tabla 17 | Costo total de personal en la construcción de chimenea V.C.R..... | 102 |
| Tabla 18 | Costo total de aceros de perforación en la construcción de la chimenea por V.C.R. | 103 |
| Tabla 19 | Costo total de explosivos y accesorios en la construcción de la chimenea . | 104 |
| Tabla 20 | Costo total de materiales y accesorios en la construcción de la chimenea V.C.R | 105 |
| Tabla 21 | Costo total de equipos para la construcción de la chimenea | 105 |
| Tabla 22 | Costos total de construcción de la chimenea propuesto por V.C.R. 56..... | 107 |
| Tabla 23 | Fases operativas del método Raise Boring..... | 108 |
| Tabla 24 | Parámetros técnicos del Raise Boring | 109 |
| Tabla 25 | Control de precisión y alineación en Raise Boring | 111 |
| Tabla 26 | Equipos y Requerimientos Auxiliares del Método Raise Boring – SBM 700SR | 112 |
| Tabla 27 | Tiempos Estimados y Logística del Raise Boring (20 m)..... | 116 |
| Tabla 28 | Los principales indicadores comparativos:..... | 117 |
| Tabla 29 | comparación de la precisión de ambos métodos: | 118 |
| Tabla 30 | Se detallan los riesgos relativos de cada método:..... | 118 |
| Tabla 31 | resume la respuesta de ambos métodos ante distintas condiciones del terreno: | 119 |
| Tabla 32 | Costos del Método V.C.R..... | 121 |
| Tabla 33 | Costos del Método Raise Boring..... | 122 |
| Tabla 34 | Costo Unitario por Metro Lineal | 124 |
| Tabla 35 | Comparativa que resume los principales indicadores: | 126 |
| Tabla 36 | Coordenadas de la Mina Coturcan | 137 |
| Tabla 37 | Vía de Accesibilidad a la Mina Coturcan..... | 139 |
| Tabla 38 | Resumen de Reservas de Mineral de mina Coturcan | 157 |
| Tabla 39 | Propiedades de la resistencia de la roca y frecuencia de fracturamiento..... | 160 |
| Tabla 40 | Ensayos de la resistencia a compresión simple de carga puntual de las cajas y mineral | 161 |
| Tabla 41 | Evaluación del macizo rocoso de la caja techo promedio RMR = 65, de la Zona Coturcan | 162 |

| | | |
|-----------------|--|-----|
| Tabla 42 | Evaluación del macizo rocoso de la caja piso promedio RMR = 60, de la Zona Coturcan | 163 |
| Tabla 43 | Clasificación de la Masa Rocosa, según el sistema de valoración RMR 89 de Bieniaswki | 164 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | | |
|------------------|--|-----|
| Figura 1 | Chimenea de triple compartimento | 15 |
| Figura 2 | Chimenea de doble compartimento..... | 19 |
| Figura 3 | Jaula trepadora ALIMAK..... | 21 |
| Figura 4 | Método de perforación Raise Boring | 22 |
| Figura 5 | Simba H1354 Epiroc para perforación mecanizada de hasta 32 m..... | 24 |
| Figura 6 | Esquema de voladura de la chimenea con el Método V.C.R. | 30 |
| Figura 7 | Voladura tipo Cráter..... | 31 |
| Figura 8 | Desarrollo usado para evaluar el valor del RQD de un testigo (ACG, 2003) ... | 35 |
| Figura 9 | ANFO Superfam dos de Famesa | 43 |
| Figura 10 | Emulnor de deferentes presentaciones | 44 |
| Figura 11 | FANEL de PC y PL..... | 46 |
| Figura 12 | Mecha Rápida | 48 |
| Figura 13 | Cordón detonante – Pentacord..... | 49 |
| Figura 14 | Esquema de instalaciones de bulón de fricción (Villaescusa, 2014)..... | 51 |
| Figura 15 | Malla de perforación de la chimenea propuesta de sección 2.10 m x 2.10 m | 71 |
| Figura 16 | Vista en perfil de la chimenea V.C.R. 56, propuesto del Nv.205 al Nv.225 | 76 |
| Figura 17 | Vista en Planta de la ubicación de la chimenea propuesta y labores aledañas | 77 |
| Figura 18 | Ubicación y pintado puntos de perforación de la chimenea (Malla de perforación) | 78 |
| Figura 19 | Instalación de servicios de energía eléctrica, aire y agua | 79 |
| Figura 20 | Malla de perforación de la chimenea propuesta de sección 2.10 m x 2.10 m | 80 |
| Figura 21 | Equipo de perforación en la chimenea con el método V.C.R. de sección 2.10 m x 2.10 m | 82 |
| Figura 22 | Perforación del taladro piloto y taladros de alivio o rimado | 83 |
| Figura 23 | Aceros de perforación (Broca retráctil T45 + tubo guía propuesto de 76 mm y broca escariadora de 127 mm)..... | 84 |
| Figura 24 | Entubado con tubo de PVC los taladros perforados | 86 |
| Figura 25 | Identificación de los taladros perforados con los flejes en la perforación de la chimenea propuesta | 87 |
| Figura 26 | Tapón de costal para sellar el taladro desde el nivel inferior | 88 |
| Figura 27 | PROCESO DE CARGUIO DE TALADROS PARA EL 1er Y 2do DISPARO DE VCR 56 | 90 |
| Figura 28 | Cuadro de secuencia (Periodo Corto) de voladura a detalle para la voladura por disparo de la chimenea o VCR 56 propuesto | 91 |
| Figura 29 | Tapado de taco superior con arena granulada | 93 |
| Figura 30 | Vista de chimenea disparada del primer disparo | 95 |
| Figura 31 | Salida de la primera etapa del disparo de la chimenea | 96 |
| Figura 32 | Máquina Raise Boring Tumi SBM 700SR..... | 114 |
| Figura 33 | Máquina Tumi SBM 700SR..... | 114 |
| Figura 34 | Ubicación de la Minera Coturcan..... | 138 |
| Figura 35 | Esquema Geológico regional de la cordillera Negra – cordillera Blanca.... | 144 |
| Figura 36 | Columna estratigráfica Regional | 145 |
| Figura 37 | Afloramiento del Volcánico andesítico superior | 149 |
| Figura 38 | Depósitos de Morrenas sobre laderas, cubriendo en parte afloramientos rocosos | 150 |
| Figura 40 | Ubicación de la bocamina de la Mina Coturcan..... | 158 |
| Figura 41 | Clasificación geomecánica RMR89 de la mina Coturcan | 165 |
| Figura 42 | Cartilla de sostenimiento estándar | 166 |

| | | |
|------------------|--|-----|
| Figura 43 | Gráfico de auto soporte de labores según RMR..... | 167 |
| Figura 44 | Corte y Relleno Ascendente con perforación Breasting..... | 170 |
| Figura 45 | Corte y Relleno ascendente con perforación en Realce | 171 |
| Figura 46 | Perforación con Equipo Simba Sandvick DD-2710 en Mina Coturcan | 175 |
| Figura 47 | Carguío con ANFO en perforaciones de taladros largos..... | 176 |
| Figura 48 | Sistema de ventilación con mangas de ventilación | 177 |
| Figura 49 | Equipos de limpieza de mineral y desmonte LHD (SCOOPTRAM CAT R 1600G) | 178 |
| Figura 50 | Perforación con Sandvik D311 de labores Horizontales y rampas de profundización..... | 180 |
| Figura 51 | Proceso de carguío de labores horizontales..... | 180 |
| Figura 52 | Regado frente de trabajo GL-372. | 185 |
| Figura 53 | Capacitación a todo personal perforistas y cargadores..... | 186 |

CAPÍTULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La construcción de chimeneas en minería subterránea ha sido tradicionalmente ejecutada en zonas de explotación o tajeos activos, lo cual, si bien puede responder a ciertos criterios operacionales inmediatos, representa una clara desventaja cuando se busca infraestructura permanente para servicios como ventilación, conducción de agua, aire comprimido o energía eléctrica. En la actualidad, la Mina Coturcan, ubicada en la Unidad Minera Huancapeti, presenta una problemática técnica y operativa asociada a la ubicación y al método de construcción de sus chimeneas. Muchas de estas se han desarrollado dentro de los propios tajeos productivos, lo que conlleva su posterior eliminación durante la explotación, generando una pérdida de inversión, desarticulación de servicios y discontinuidades en la operación. Esta condición, además, implica que dichas chimeneas no puedan cumplir su función de largo plazo como conducto de ventilación, debido a su corta vida útil estructural y su exposición a daños.

Adicionalmente, la mina ha venido utilizando métodos convencionales de construcción, como el levantamiento por plataforma, raise boring o taladros tipo V.C.R. con función principal de slot o cara libre, lo que resulta inapropiado cuando se busca infraestructura sostenible, fuera de zonas de impacto directo. En este contexto, se plantea una nueva necesidad: construir chimeneas netamente para servicios sin contacto con zonas mineralizadas ni interferencia futura con los ciclos de explotación con un enfoque en durabilidad, estabilidad geomecánica y economía de operación. Esta necesidad lleva a comparar dos métodos de construcción técnicamente reconocidos: el Raise Boring, que permite la ejecución de chimeneas verticales sin presencia humana directa en el frente

de trabajo, y el método V.C.R. que, aunque presenta mayor versatilidad, implica trabajos más invasivos y menos precisión en verticalidad y diámetro final.

El núcleo del problema se centra en identificar cuál de estos métodos resulta técnica y económicamente más eficiente para chimeneas de servicio fuera del tajeo, considerando criterios como el tiempo de construcción (por ejemplo, 4 días en V.C.R. frente a un promedio de 2.5 días por Raise Boring para 25 m), costo unitario (V.C.R. US\$ 8,032.53 vs Raise Boring estimado en rangos de US\$ 9,000 – 12,000, dependiendo del diámetro), y condiciones de seguridad geomecánica. La no resolución de esta problemática puede seguir implicando pérdida de continuidad en los sistemas de ventilación y servicios, mayores costos por reconstrucción y aumento de riesgos para el personal en zonas de explotación activa. En ese sentido, resulta imprescindible plantear una solución técnica que permita construir chimeneas seguras, duraderas y operativamente eficientes, ubicadas fuera del tajeo y destinadas exclusivamente al soporte de servicios auxiliares.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Identificado el problema, seguidamente se realiza la formulación de los problemas que se tomaron dentro de la investigación.

1.2.1. PROBLEMA GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN

- ¿Qué método de construcción de chimeneas resulta técnica y económicamente más apropiado en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti - Ancash?

1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS DE LA INVESTIGACIÓN

- ¿Cuál de los métodos de construcción de chimeneas es el más conveniente de aplicar en la mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash?

- ¿Cuál será el estándar de diseño de perforación y carga explosiva en la construcción de chimeneas en la mina Coturcan de la U.M. Huancapeti - Ancash?
- ¿Cuál de los métodos de construcción de chimeneas es más rentable y de mejor rendimiento operativo según los factores geomecánicas en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti - Ancash?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

- Determinar el método de construcción de chimeneas más apropiado técnica y económicamente, en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Determinar el método de construcción de chimeneas que es aplicable en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash.
- Determinar el estándar de diseño de perforación y carga explosiva para el método de construcción de chimeneas en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash
- Seleccionar el método de construcción de chimeneas, entre el método VCR (Vertical Crater Retreat) y el método Raise Boring, que ofrezca el mejor rendimiento operativo y menor costo de ejecución, con base en criterios técnicos y económicos, para su aplicación en la Mina Coturcan de la Unidad Minera Huancapeti – Ancash.

1.4. JUSTIFICACIÓN

La presente investigación adquiere relevancia en tanto responde a una necesidad crítica de sostenibilidad operativa en minería subterránea: la construcción de chimeneas de servicio alejadas del tajeo, con enfoque en seguridad, eficiencia y economía. En las condiciones actuales de la Mina

Coturcan – Unidad Minera Huancapeti, las chimeneas construidas dentro del tajeo son progresivamente eliminadas por el avance de la explotación minera, generando inestabilidad operativa y altos costos de reemplazo. Esto ha motivado la evaluación de métodos constructivos que garanticen infraestructura duradera, funcional, segura y técnicamente viable. Tal como afirma Camilo Salinas (2018), “la ubicación de las chimeneas debe planificarse con base en la permanencia estructural de la labor, evitando interferencias con el avance del tajo”.

En este contexto, la comparación técnica y económica entre el método Raise Boring y el V.C.R. se justifica plenamente, puesto que ambos métodos presentan ventajas diferenciadas y una aplicación potencial en condiciones geomecánicas similares. El Raise Boring, por ejemplo, permite excavar chimeneas de hasta 100 metros de longitud con gran precisión y sin personal expuesto al frente, mientras que el V.C.R., si bien requiere mayor tiempo de ejecución y control manual, ofrece mayor disponibilidad operativa en minas medianas como Coturcan. De acuerdo con datos operacionales extraídos de la mina, el método V.C.R. (de sección 2.10 x 2.10 m) genera un costo unitario de US\$ 401.63 por metro lineal, mientras que el Raise Boring, aunque puede superar los US\$ 450 por metro, reduce los tiempos de ejecución en un 40 % y mejora la alineación vertical, siendo crítico en la conducción de aire.

Además, la investigación se sustenta en la necesidad de optimizar la gestión de servicios auxiliares, como ventilación secundaria, energía eléctrica y sistemas de agua, todos los cuales requieren infraestructura estable y fuera de los bloques mineralizados. La aplicación de un método de construcción que garantice la permanencia de estas labores a lo largo del tiempo contribuye a reducir los costos indirectos por reparación o relocalización. Este estudio también generará un marco técnico de decisión aplicable a otras unidades mineras con condiciones similares,

convirtiéndose en una herramienta de planificación para ingenieros de mina, proyectistas y responsables de servicios auxiliares.

En suma, la presente tesis no solo aporta a la mejora de costos y rendimiento en la construcción de chimeneas, sino que propone una metodología de comparación objetiva basada en parámetros reales de campo, permitiendo tomar decisiones fundamentadas sobre qué método implementar para chimeneas de servicio permanentes, fuera del tajeo, y con plena compatibilidad con los ciclos de vida de una mina subterránea moderna.

1.5. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

Después de haber identificado la problemática de la investigación, esta se delimito en los siguientes aspectos:

1.5.1. DELIMITACIÓN GEOGRÁFICA

La investigación está comprendida en el Distrito de Recuay, Provincia de Recuay y departamento de Ancash, dentro de la unidad Minera Huancapeti.

1.5.2. DELIMITACIÓN TEMPORAL

El periodo de la investigación corresponde al año 2024.

1.5.3. ALCANCE

El alcance de la presente investigación será realizar la construcción de chimeneas, en función al tiempo, costo y condiciones de seguridad que ocasiona la construcción de chimeneas.

1.6. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

El estudio comparativo de métodos de construcción de chimeneas nos indicara que método es el más apropiado técnica y económicamente para la Mina Coturcan de la U. M. Huancapeti – Ancash.

1.6.1. HIPÓTESIS ESPECIFICAS

- Mediante el estudio comparativo de métodos de construcción de chimeneas se seleccionó el más adecuado para ser aplicado en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash.
- Se determinó la estandarización del diseño de perforación y carga explosiva para el método de construcción de chimeneas en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash.
- Se eligió uno de los métodos de construcción de chimeneas por ser más económico y de mejor rendimiento en tiempo operativo para los fines de la mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash.

1.7. VARIABLES E INDICADORES

1.7.1. VARIABLES DEPENDIENTES

Construcción de chimeneas

1.7.2. VARIABLE INDEPENDIENTES

Evaluación técnica y económica.

Tabla 1*Operacionalización de las Variables*

| VARIABLES | DIMENSIONES | ESPECIFICACIONES | INDICADORES |
|---------------------------------|----------------------------|-------------------------------------|--------------------|
| VARIABLE DEPENDIENTE | | | |
| Construcción de Chimeneas | Mecanizado | Taladros Largos (VCR) | m/tal. |
| | Raise Boring | Perforación Piloto y Rimado | m/guardia |
| VARIABLES INDEPENDIENTES | | | |
| Evaluación técnica y económica | Calidad de roca | Dura, media y suave | RMR, Q y GSI |
| | Dimensiones de la chimenea | 2.10 m x 2.10 m | M2, m. |
| | Perforación | Numero de taladros | m perforados |
| | Voladura | Explosivos y accesorios de voladura | Factor de carga |
| | Tiempo de ejecución | Avance Lineal | Días |
| | Costos de construcción | Costos de construcción | \$/m, \$/Chimenea |

Fuente: Elaboración Propia

1.8. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

El enfoque cuantitativo consiste en aplicar diversas herramientas estadísticas y matemáticas con el propósito de comprobar la validez de determinadas hipótesis. En investigaciones experimentales, dichas hipótesis deben integrarse en las diferentes etapas del método científico. Y, por tanto, la causalidad de las de estos procesos deben ser secuenciales. (Hernández S., 2014, p4)

1.8.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El tipo de investigación corresponde a un enfoque cuantitativo no experimental, dado que el estudio se llevará a cabo sin intervenir ni modificar intencionalmente las variables analizadas. Es decir, se trata de estudios que no hacen variar la forma intencional de las variables independientes para ver su efecto sobre otras variables (Hernández, 2016).

1.8.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

Correlacional: El nivel de investigación del presente proyecto se sustenta en un enfoque correlacional, cuyo objetivo es identificar y describir las propiedades y características de conceptos, fenómenos, variables o hechos dentro de un contexto específico. Es útil para mostrar con precisión los ángulos o dimensiones de un fenómeno, suceso, comunidad, contexto o situación. (Hernández, 2016).

Descriptiva: Esta investigación es de tipo descriptiva, ya que busca detallar y examinar los procesos más adecuados para la construcción de chimeneas. Para ello, se realizarán observaciones de la variable mediante la recopilación de información tanto primaria como secundaria. Este tipo de estudio se enfoca en describir, analizar y sintetizar los procedimientos involucrados en la construcción de chimenea por el método V.C.R.

Las investigaciones descriptivas se enfocan en observar una o más variables con el propósito de analizarlas de manera individual, sin establecer relaciones causales o de dependencia entre ellas. Este análisis es puramente característico, es decir el objetivo de estas investigaciones es obtener características generales de la población, Según Hernández Sampieri (2014, p98).

1.8.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

1.8.3.1. POBLACIÓN

La población está dada por todas las chimeneas en construcción y proyectados en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti, que sugiere un método adecuado de construcción de chimeneas que sean más rentables y que den seguridad a los trabajadores

1.8.3.2. MUESTRA

Se selecciono por conveniencia de manera NO PROBABILISTICA en el NV. 225 y en la galería GL-372 en el proyecto VCR 56 de la mina Coturcan de la Unidad minera Huancapeti.

El tipo de muestra empleado será de carácter no probabilístico, dado que los datos recolectados en la investigación se obtendrán según el criterio del investigador al aplicar los instrumentos de recolección de información.

1.8.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

1.8.4.1. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN

La recolección de datos se llevará a cabo a partir de la documentación proveniente del área de planeamiento y de la información obtenida directamente en campo. Una vez recopilados, los datos serán procesados conforme a la evaluación de los procesos de perforación y voladura en los métodos de construcción de chimeneas, ya sea mediante el método raise boring o mediante el uso de taladros largos mecanizados. Asimismo, se considerará la evaluación de la rentabilidad propuesta en la investigación, con el fin de obtener los resultados necesarios para el análisis de datos.

1.8.4.2. INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Los instrumentos utilizados para la recolección de los datos, son las fichas de estándares para ejecución y procedimientos de construcción de chimeneas de la unidad minera. La recolección

de datos se llevará a cabo conforme a la naturaleza del estudio y en función de la disponibilidad de acceso a la información, considerando el tamaño de la población, los recursos disponibles y las oportunidades para obtener los datos necesarios. La información será recopilada mediante el análisis de datos y la observación no experimental.

Análisis de datos: Esta técnica se enfocará en obtener información directamente de fuentes primarias, a partir de las cuales se identificarán y registrarán las variables de interés para la presente investigación.

Observación no experimental: Permitirá profundizar en la comprensión del comportamiento de las operaciones de explotación, sin intervenir en las condiciones existentes del entorno estudiado.

1.8.4.3. PROCESAMIENTO Y PRESENTACIÓN DE DATOS

Para el análisis de los datos, se realizará una evaluación detallada de la información recopilada, la cual será representada gráficamente con el fin de identificar tendencias y patrones que podrían no ser evidentes a simple vista. En el desarrollo de esta investigación, se emplearán herramientas como hojas de cálculo en Excel – MS Office, así como software especializado como AutoCAD y ArcGIS, para el procesamiento, análisis y representación visual de los datos recolectados.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. ANTECEDENTES INTERNACIONALES

- Mejía, M. & Navarro, R. (2021). **Diseño y prefactibilidad de un pique en la concesión minera San Sebastián II, Camilo Ponce Enríquez – Azuay** (Tesis de pregrado). Universidad del Azuay – Ecuador.

El presente trabajo de investigación tiene como finalidad analizar la prefactibilidad y el diseño de construcción de un nuevo pique que conecte el nivel cero, con una cota de 142.38 m s.n.m., hasta el nivel cinco, ubicado a una cota de -116.82 m s.n.m., dentro de la concesión minera San Sebastián II, actualmente operada por la empresa Minervilla Cía. Ltda., en el cantón Camilo Ponce Enríquez, provincia del Azuay. Como resultado del análisis, se concluye que, en caso de requerirse fortificación del pique y tras su respectiva evaluación por parte de la empresa, esta tendría un costo estimado de \$386,171.75. La fortificación incluiría el uso de malla electrosoldada de 10 cm x 10 cm, instalación de pernos Split Set cada 2 metros y la aplicación de una capa de shotcrete con un espesor de 10 cm. La construcción del pique se ejecutará en doble turno y se estima una duración aproximada de 92 días; la fortificación, por su parte, se llevará a cabo en un período de 44 días, también bajo un régimen de dos turnos diarios.

2.1.2. ANTECEDENTES NACIONALES

- Arocutipa, C. (2021). **Alternativa de Construcción de Chimeneas con el Sistema Plataforma y Escaleras metálicas P.E.M. Vs. Convencional con Puntuales de Madera, E.E. AESA S.A.C. Mina San Rafael** (Tesis de pregrado), para optar al

título profesional de Ingeniero de Minas - Universidad Nacional San Agustín de Arequipa.

El presente trabajo de investigación tiene como finalidad determinar la secuencia operacional del sistema de plataformas y escaleras metálicas (PEM) para optimizar la ejecución de chimeneas, considerando los Procedimientos Específicos de Trabajo Seguro (PETS) y los estándares técnicos establecidos. En el ámbito de seguridad, se identificaron los principales peligros y riesgos asociados, lo que permitió implementar mejores controles operativos durante la ejecución. En la mina San Rafael, la aplicación del sistema PEM durante la construcción de chimeneas no reportó accidentes fatales, evidenciando su carácter seguro, versátil y económicamente eficiente.

El análisis de costos mostró que el sistema PEM, con una sección de 1,50 m x 1,50 m, presenta un costo de operación de S/. 423,88 por metro lineal, en comparación con el método convencional de madera, cuyo costo asciende a S/. 551,82 por metro lineal. Esto representa una reducción de S/. 127,94 por metro, lo que equivale a un ahorro del 23% al optar por el sistema PEM frente al método tradicional.

- **Vílchez, C. (2015). Estudio comparativo de construcción de chimeneas, por método convencional Ch. 340 SW y mecanizado con plataforma trepadora Alimak Ch. 480 SW, en la Zona Torre de Cristal de la Compañía Minera Raura S.A. (tesis de pregrado), Para optar al título profesional de Ingeniero de Minas - Universidad Nacional del Centro del Perú.**

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo comparar los métodos de construcción de chimeneas actualmente utilizados en minería subterránea, con el fin de seleccionar el más adecuado para su aplicación en la Zona Torre de Cristal de la Compañía Minera Raura S.A.

Los resultados obtenidos concluyen que el método mecanizado de construcción de chimeneas mediante plataforma trepadora Alimak es el más conveniente para dicha operación. Este sistema permite ejecutar chimeneas de gran longitud en un tiempo significativamente menor, manteniendo un costo por metro lineal similar al del método convencional, lo que lo convierte en una alternativa más rentable.

En términos comparativos, el método manual presenta un costo de US \$15,865 y un tiempo de ejecución de 45 días, incluyendo excavación y limpieza. Por su parte, el método mecanizado con plataforma Alimak tiene un costo de US \$35,018, es decir, aproximadamente el doble, pero reduce el tiempo de ejecución a solo 19.5 días, es decir, menos de la mitad del tiempo requerido por el método manual, lo cual permite una mayor eficiencia en la construcción de chimeneas.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. MINERÍA SUBTERRÁNEA

La minería subterránea es una red compleja de excavaciones con métodos tradicionales o mecanizados según sea el caso para acceder a un yacimiento mineral que está a una determinada profundidad del macizo rocoso y posteriormente la extracción de estéril y mineral para luego ser procesado y comercializado y las cuales generaran una utilidad hacia la empresa.

El desarrollo de la minería subterránea comprende todas las excavaciones realizadas tanto en material estéril como en mineral, con el propósito de acceder al cuerpo mineralizado. Este proceso implica una preparación interna dentro del yacimiento, cuya función principal es permitir el inicio de la explotación, mediante la selección de los métodos de extracción más adecuados según las características del depósito mineral.

2.2.2. DISEÑO DE CHIMENEAS

La chimenea a levantarse mediante el método VCR o Raice Boring se diseña considerando los siguientes parámetros:

Longitud, Sección, Buzamiento de la veta y/o inclinación deseada y tipo de roca

2.2.2.1. TIPO DE CHIMENEAS

Exigen distintos tipos de chimeneas según sea la necesidad de uso o trabajo en una determinada área de acuerdo:

a) De acuerdo a la inclinación

a.1 Chimeneas verticales

Es una labor vertical generalmente de sección limitada y está desarrollada según sea la función o necesidad y se construye de abajo hacia arriba, generalmente sobre veta, tiene distintas funciones como ducto de ventilación, acceso de personal, delimitación de tajeos de perforación etc.

a.2 Chimeneas inclinadas

Las chimeneas inclinadas generalmente están construidas sobre veta ya que está en base al buzamiento generalmente sirve para el traspaso de mineral o desmonte estos conectan varios niveles según a necesidad de la misma

b) De acuerdo a su función

La función de una chimenea está limitado a varios factores como el uso, acceso, transporte, y generalmente está en base a la estimación geomecánica de la misma.

b.1 De simple compartimento

Estas chimeneas generalmente están diseñadas para ventilación dado su dimensión limitada, ya sea de servicio, pase de tubos y camino.

b.2 De doble compartimiento

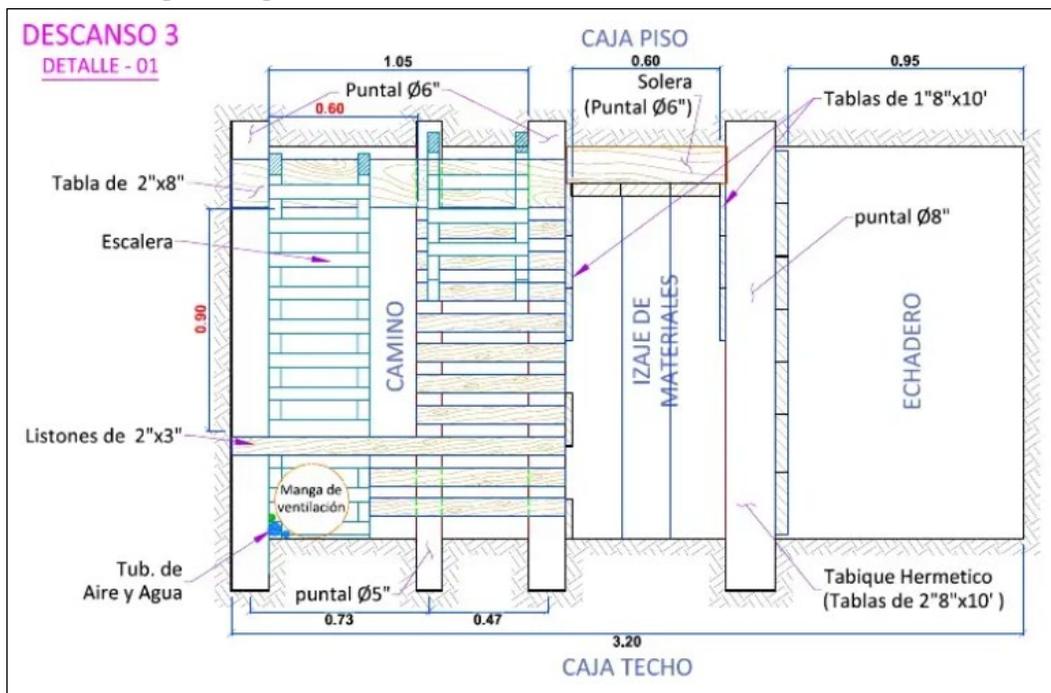
Estas chimeneas son generalmente usadas en labores convencionales por ser de doble función ya sea como camino y buzón las que cuales servirán como echadero de mineral y desmante generalmente tienen una longitud de 2.4 m x 1.2 m ó 8' x 4', de sección para el camino de 1.20 m x 1.2 m y lado del buzón de 1.00 m x 1.20 m.

b.3 De triple compartimento De acuerdo a su sección transversal

Estas chimeneas son poco comunes están diseñadas especialmente para el arrastre adicional o canal adicional para el izaje de madera o materiales a labores superior o tajos en general y tienen una sección en general de 1.50 m x 3.20 m.

Figura 1

Chimenea de triple compartimento



Fuente: Departamento de operaciones mina Coturcan - U.M Huancapeti S.A.

c) Según su sección transversal

c.1 Sección cuadrada

Estas chimeneas cuadradas están diseñadas generalmente como traspaso de mineral y desmonte.

c.2 Sección rectangular

Estas chimeneas son comunes en la minería subterránea convencional y mecanizada como chimeneas simples, doble compartimento y hasta triple compartimento

c.3 Sección circular

Muy comunes para ventilación ya que son realizadas por equipos mecanizados y de grandes longitudes.

2.2.2.2. OBJETIVO DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS

Las chimeneas son labores verticales desarrolladas en minas subterráneas que cumplen diversas funciones fundamentales dentro del sistema de explotación, entre las cuales se destacan:

- Delimitación del tajeo de explotación.
- Facilitación del flujo de aire como parte del sistema de ventilación.
- Conducción del relleno detrítico hacia los tajeos.
- Función como chimenea de servicio, permitiendo el tránsito del personal, así como el paso de aire comprimido y agua a través de tuberías HDPE.
- Habilitación de accesos para la construcción de labores de explotación ubicadas por encima de un determinado nivel.

2.2.2.3. TIPOS DE LABORES MINERAS SUBTERRÁNEAS

a) **Galería:** Es una labor subterránea de orientación horizontal o con una leve inclinación, desarrollada siguiendo la dirección de la veta. Su función es clave en las etapas de exploración y explotación de un yacimiento minero. Durante la exploración, permite el acceso a zonas estratégicas para la ubicación de equipos de sondajes, facilitando el avance de las investigaciones geológicas. En la etapa de explotación, las galerías cumplen múltiples roles, como vías de transporte intermedio o principal, zonas de perforación en el método *block caving*, o como galerías base en sistemas de explotación por *shrinkage stoping*, entre otras aplicaciones operativas.

b) **Rampa:** Se trata de una labor subterránea similar a una galería, pero con una inclinación mayor al 5%, ya sea en sentido ascendente o descendente. Su principal función es servir como acceso a los distintos niveles operativos de una mina, conectando cotas superiores e inferiores y permitiendo el tránsito de equipos, personal y material.

c) **Pique:** Es una excavación vertical o subvertical desarrollada desde la superficie hacia niveles inferiores. Puede tener sección circular, rectangular o cuadrada, y su construcción demanda una infraestructura compleja tanto en superficie como en el subsuelo. Los piques son esenciales para el transporte vertical de personal, mineral y desmonte, así como para servicios auxiliares. Su desarrollo implica la planificación y ejecución de múltiples subproyectos que garanticen su estabilidad, operatividad y seguridad.

2.2.3. CHIMENEAS

La excavación de labores verticales, subverticales o inclinadas —con ángulos generalmente mayores a 40°— corresponde a la construcción de estructuras con secciones

circulares, cuadradas o rectangulares que desempeñan múltiples funciones dentro de la operación minera. Entre estas se encuentran la ventilación de la mina, el acceso del personal, la generación de caras libres para la explotación, actividades de exploración y el traspaso de mineral entre niveles. Dada su relevancia operativa, las chimeneas constituyen elementos clave en la infraestructura subterránea. Su construcción se lleva a cabo aplicando distintas metodologías, las cuales son seleccionadas en función de parámetros de diseño como la sección y la longitud de la labor.

2.2.3.1. MÉTODO DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS

Los métodos de construcción de chimeneas están comúnmente asociados al sistema de minado, ya sea convencional o mecanizado. Bajo estas condiciones, se distinguen los siguientes:

- **Método convencional de construcción:** llevado a cabo mediante el uso de máquinas tradicionales como las *Stopper* o *Jack Leg*.
- **Método mecanizado de construcción:** en este caso, la ejecución de la chimenea puede realizarse utilizando una plataforma trepadora, equipos de *Raise Boring*, o equipos *Simba* que efectúan perforaciones verticales de gran dimensión, como los taladros largos (VCR).

2.2.3.1.1. MÉTODO CONVENCIONAL CON EL SISTEMA DE PLATAFORMA Y ESCALERA METÁLICA (PEM)

La técnica descrita hace referencia a la construcción de chimeneas utilizando puntales de línea de avance y plataformas de tablas. Esta técnica es comúnmente utilizada para la perforación con una sola máquina neumática stopper, utilizando barrenos integrales de 6 pies y brocas de hasta 40 mm de diámetro, la longitud promedio de la chimenea construida con esta técnica es de 30 m, aunque se pueden construir chimeneas de mayor longitud siempre y cuando se tomen medidas de seguridad, como construir chimeneas mellizas, la sección puede ser simple o doble y la inclinación

puede ser vertical o inclinada, dependiendo de la estructura mineralizada (Vílchez & Vílchez, 2015).

Figura 2

Chimenea de doble compartimiento



Fuente: Propia

En la construcción de chimeneas, el aire comprimido se suministra inicialmente mediante mangueras de 1" de diámetro y hasta 30 metros de largo; si la chimenea excede esta longitud, se colocan tuberías del mismo diámetro, para el suministro de agua, se emplean mangueras de 1/2" y 30 metros de longitud máxima; en casos donde la distancia es mayor, se sustituyen por tuberías de 3/4" o 1". Ambas conducciones se protegen con tablas para evitar daños por fragmentos de roca tras las voladuras y tras cada explosión, se deja la manguera de aire a 5 metros del frente de la chimenea para asegurar la ventilación, en situaciones con presión o caudal de agua insuficientes, se utilizan botellas metálicas ubicadas en la galería que se llenan con agua y se presurizan conectándolas a la línea de aire comprimido, permitiendo su uso en la perforadora (Arocutipa, 2015).

2.2.3.1.2. MÉTODO MECANIZADO DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS CON PLATAFORMA TREPADORA ALIMAK.

Corresponde a uno de los métodos mecanizados de construcción de chimeneas en el cual la perforación y la voladura se realiza por métodos convencionales y el ascenso del personal se realiza a través de un ascensor de construcción el cual tiene una plataforma que sirve de superficie para trabajos en altura para el personal (Mejía & Navarro, 2021).

Este método de excavación de chimeneas y piqueras se introdujo en 1957, y desde entonces debido su flexibilidad, económica y velocidad se ha convertido en uno de los más usados del mundo, sobre todo en aquellos casos donde no existe ningún nivel de acceso superior, consiste en una jaula con plataforma de trabajo que se desliza a lo largo de guías fijadas a la pared de la chimenea (Mejía & Navarro, 2021).

Además, posee un circuito de aire y agua un equipo de señales, una bomba y un ascensor de servicio, todos instalados en el “nido” de la plataforma, donde regresa al momento de realizar la voladura (Mejía & Navarro, 2021).

El trepador o jaula trepadora de Alimak es una plataforma de trabajo que se utiliza en este sistema y sirve como medio de transporte de personal, está equipado con carriles guía anclados a la pared y tuberías para suministrar servicios como agua, aire, cable eléctrico y línea de aire auxiliar para la ventilación, el equipo está disponible con varias unidades de propulsión, como neumáticas, eléctricas y diésel/hidráulicas, las plataformas también pueden tener varias formas y tamaños según las secciones requeridas en los diferentes proyectos; este sistema es eficiente y seguro para el transporte vertical y la instalación de elementos de sostenimiento en la pared de la excavación (Curas & Tito, 2014).

Figura 3

Jaula trepadora ALIMAK



Fuente: Subterránea Ingeniería, www.subterranea.com.pe/obra.html

2.2.3.1.3. MÉTODO MECANIZADO RAISE BORING

Método de construcción de chimeneas que se realiza mediante medios mecánicos y se utiliza para conectar dos o más niveles, ya sea en subterráneo o con un nivel superior en superficie, consta de dos etapas principales: el sondeo piloto y el ensanche ascendente (Ceroni, 2018).

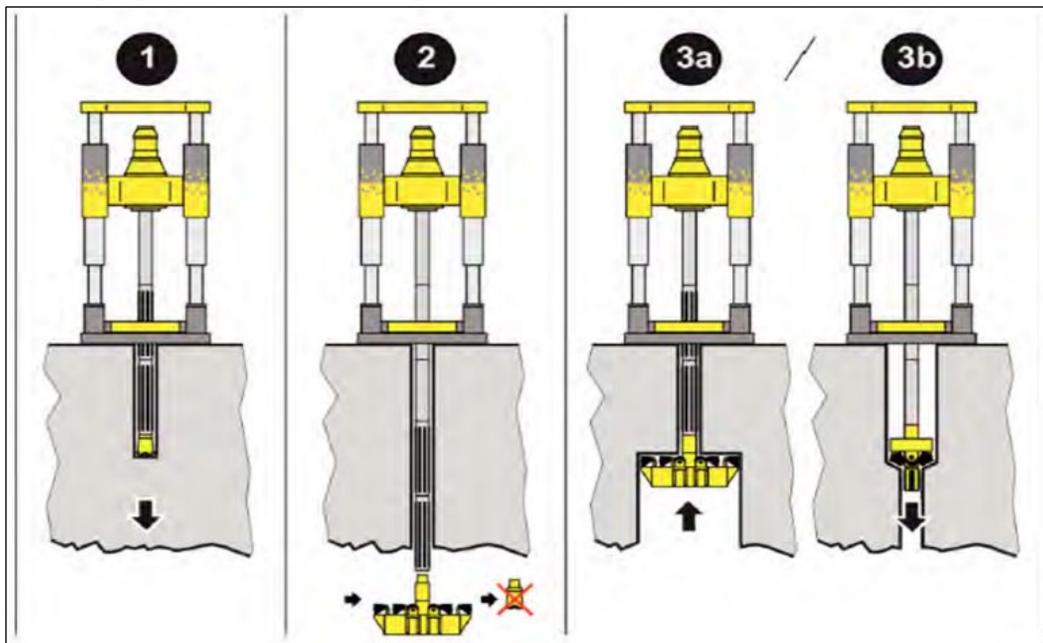
La primera etapa del Raise Boring consiste en realizar un sondeo perforado hacia el nivel inferior, este sondeo piloto se realiza con un diámetro más pequeño que el diámetro final deseado para el pozo o chimenea, una vez completado el sondeo piloto, se procede a la segunda etapa, que es el ensanche del pozo o chimenea, el escariado o ensanchamiento se realiza utilizando una herramienta de ensanche que se coloca en el extremo inferior del sondeo piloto y se levanta lentamente hacia arriba, mientras se va excavando el material circundante para ensanchar el pozo o chimenea a su diámetro final; este proceso se realiza de manera ascendente, lo que significa que

el material excavado cae hacia abajo a medida que el pozo o chimenea se ensancha (Fernández, 2015).

Este método tiene ventajas como la rapidez en la construcción, la precisión en la perforación y la seguridad para los trabajadores. (Ollachica & Ollachica, 2019).

Figura 4

Método de perforación Raise Boring



Fuente: "Catalogo Epiroc" por First Brake (2023)

2.2.3.1.4. MÉTODO MECANIZADO DE CONSTRUCCIÓN POR TALADROS

LARGOS (VCR) Y SLOT

Este método de construcción de chimeneas se conoce también como "método de cráter", es utilizado de forma semi-mecanizada y comúnmente en la minería subterránea para la ejecución de chimeneas de ventilación, así como para la extracción de mineral, el propósito de este método es crear un espacio en el que el material rocoso pueda expandirse y permitir su extracción, para ello, se utiliza la teoría de cráteres, la cual se basa en la colocación de cargas esféricas en los barrenos ubicadas de manera vertical o inclinada a una distancia adecuada de la superficie libre,

este método resulta altamente efectivo para el esponjamiento del material y la explosión de las cargas produce un efecto de elevación del material hacia arriba, lo que resulta en la creación de una chimenea o un espacio vacío en la roca (Tipe, 2004).

Este método es particularmente adecuado para la construcción de chimeneas de cara libre en el método de minería subterránea sub level stoping, en el que se extrae el mineral por debajo de la roca de techo y se deja caer en los espacios creados debajo, las chimeneas en este método son por lo general de forma rectangular y no requieren una estructura muy definida, para llevar a cabo esta técnica, se perforan taladros de gran diámetro a lo largo de la longitud de la chimenea, generalmente desde la parte superior hacia abajo; estos taladros se cargan con explosivos y se detonan por secciones, avanzando desde la parte inferior hacia la parte superior de la chimenea (Artezano, 2014).

Asimismo, para perforar taladros largos y de gran diámetro, se requiere un equipo de perforación potente que utilice un sistema DTH (Down The Hole) y un compresor de alta presión (Booster) con la finalidad de aumentar la presión del aire de perforación y asegurar una perforación adecuada, aunque el método VCR no requiere un acondicionamiento especial del lugar de trabajo, tiene algunas desventajas, como la desviación de los tiros con la longitud, lo que significa que los taladros de perforación pueden no ser precisos en su dirección afectando la eficiencia de la voladura, además, debido a la carga retardada utilizada en este método, los tiros pueden quedar parcial o totalmente tapados después de la detonación, lo que también podría afectar la eficacia de la voladura y la liberación del material (Sánchez, 2017).

Figura 5

Simba H1354 Epiroc para perforación mecanizada de hasta 32 m.



Fuente: Propia

2.2.3.2. ALTURAS MÁXIMAS DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS

La altura máxima de construcción de chimeneas está determinada por varios factores que limitan, siendo estas:

2.2.3.2.1. CHIMENEA CONVENCIONAL

Según lo establecido en el Artículo 258° del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, la perforación de chimeneas convencionales que superen los 20 metros de longitud debe realizarse utilizando dos compartimentos independientes: uno destinado al tránsito del personal y otro que funcione como echadero; esta disposición no aplica para las chimeneas construidas mediante métodos mecanizados; en el caso de chimeneas desarrolladas en forma de “H”, el procedimiento debe incluir una comunicación entre compartimentos cada 20 metros.

Por otro lado, la sección de la chimenea puede variar de simple a doble, usualmente construida sobre la estructura mineralizada, y su inclinación puede ser vertical o inclinada, lo cual permite ejecutar chimeneas de hasta 50 metros de longitud.

Cuando se trata de mayores longitudes, este procedimiento se vuelve poco eficiente, incrementa los costos operativos y presenta un rendimiento limitado, además de exigir un mantenimiento frecuente del entablado instalado en la zona del echadero. Para casos en los que las longitudes superan los 50 metros y se aproximan a los 100 metros, es común construir chimeneas mellizas, también denominadas chimeneas en “H”, las cuales consisten en dos chimeneas simples de un compartimento, separadas entre 1 y 15 metros, y comunicadas entre sí cada 20 metros mediante un subnivel.

En este tipo de configuración, una chimenea se utiliza como vía de tránsito y la otra como echadero; para permitir el avance hacia el subnivel, se coloca un tapón o ranfla, y el material generado por la voladura es evacuado a través del subnivel hacia el echadero

2.2.3.2.2. CHIMENEA MECANIZADA

En el caso de las chimeneas construidas mediante la plataforma trepadora Alimak, las longitudes alcanzables están determinadas por el tipo de sistema de propulsión utilizado en la máquina; la plataforma trepadora con propulsión neumática permite construcciones de hasta 100 metros de longitud; la plataforma trepadora con propulsión eléctrica puede alcanzar hasta 1000 metros; mientras que la plataforma trepadora con sistema de propulsión diésel-hidráulica está diseñada para superar los 1000 metros de longitud

Para el caso de la plataforma trepadora neumática, también conocida como jaula trepadora neumática, el suministro de aire comprimido se realiza mediante una manguera que se enrolla automáticamente en un carrete durante el descenso de la plataforma

En cuanto a la plataforma de propulsión eléctrica, denominada jaula trepadora de propulsión eléctrica, esta recibe corriente mediante un cable especialmente diseñado, el cual incluye cables de acero incorporados para soportar su propio peso durante el ascenso y descenso

Para el caso de taladros largos la longitud estimada es de 40 m por la desviación que puede ocasionarse a mayores alturas.

2.2.4. PERFORACIÓN CON PERFORADORAS DTH Y TH

2.2.4.1. PERFORADORA DTH

El martillo en fondo es un sistema de perforación impulsado por aire comprimido que tritura la roca mediante impactos directos. A diferencia del martillo en cabeza, en este tipo de perforadora el mecanismo de percusión se encuentra ubicado dentro del taladro, en contacto cercano con el frente de roca. Este diseño permite una transmisión más eficiente de la energía de impacto. Es importante señalar que la rotación y el empuje no forman parte del mecanismo interno del martillo, sino que son proporcionados de manera independiente desde la superficie, lo que permite un mayor control y versatilidad en la operación (Escuela superior del litoral tecnología de equipamientos mineros, 2020).

2.2.4.1.1. VENTAJAS DE PERFORACIÓN DE MARTILLO DE FONDO

a) **Dirección precisa del barreno:** La perforación con martillo en fondo garantiza una gran rectitud del barreno, presentando una desviación que no supera el 1 % de la longitud total. Esto contrasta con el martillo en cabeza, donde las desviaciones oscilan entre un 3 % y 7 %. (Escuela superior del litoral tecnología de equipamientos mineros, 2020).

b) **Buena calidad del barreno:** Las condiciones generadas por este sistema permiten obtener barrenos con excelentes características, debido al efectivo sistema de barrido y la estabilidad de sus paredes. Esto mejora la carga con explosivos y facilita la instalación de sistemas

de bombeo o sostenimiento. (Escuela superior del litoral tecnología de equipamientos mineros, 2020).

c) **Velocidad de perforación estable:** Al encontrarse el martillo justo detrás de la broca, se evita la pérdida de energía en las uniones del varillaje. Esto permite mantener una velocidad de penetración constante, incluso a mayores profundidades. (Escuela superior del litoral tecnología de equipamientos mineros, 2020).

d) **Técnica eficiente y flexible:** El método DTH se caracteriza por su facilidad de operación, ya que la percusión directa de la broca requiere menos fuerza de avance. Esto permite emplear equipos más ligeros, de fácil manejo y menor costo. (Escuela superior del litoral tecnología de equipamientos mineros, 2020).

e) **Menor nivel de ruido:** El sistema DTH genera un entorno de trabajo más silencioso, lo que incrementa la comodidad operativa y reduce la dependencia de sistemas de comunicación adicionales (Escuela superior del litoral tecnología de equipamientos mineros, 2020).

2.2.4.2. PERFORADORA TH

El mecanismo de corte se fundamenta en la transmisión del impacto generado por un pistón de acero que actúa sobre la barrena o varillaje externo, el cual conduce la energía hasta el fondo del taladro a través de la boca perforadora. Este componente final fragmenta la roca en partículas mediante impactos sucesivos, asegurando una sección circular del barreno. Con cada golpe, el sistema rota ligeramente, exponiendo continuamente roca fresca a la acción del corte. Paralelamente, los residuos generados (detritus) se eliminan mediante el barrido por insuflado de aire a presión hacia el fondo del taladro. Sin embargo, parte de la energía se disipa durante la transmisión y en los cambios de sección del varillaje, lo que provoca una disminución de la

velocidad de penetración conforme se incrementa la profundidad del barreno (Escuela superior del litoral tecnología de equipamientos mineros, 2020).

2.2.4.2.1. VENTAJAS DE PERFORACIÓN CON MARTILLO EN CABEZA

a) Neumáticas

Se caracterizan por ofrecer una gran simplicidad en su diseño, lo que facilita su operación; además, presentan una alta fiabilidad y requieren un bajo nivel de mantenimiento; su estructura permite reparaciones con relativa facilidad y su costo de adquisición es considerablemente bajo en comparación con otros sistemas

b) Hidráulicas

Destacan por su eficiencia energética, ya que consumen hasta tres veces menos energía que otros sistemas; también reducen el costo de los accesorios de perforación al incrementar en un 20% la vida útil del varillaje; ofrecen una mayor capacidad de perforación, alcanzando velocidades de penetración entre un 50% y 100% superiores; proporcionan mejores condiciones ambientales por ser más limpios y silenciosos; permiten una mayor flexibilidad operativa al poder ajustar la presión de accionamiento, la energía y la frecuencia de golpeo según las necesidades; y ofrecen una mejor integración con sistemas automatizados como el cambio automático de varillaje y mecanismos antiatranque.

2.2.5. MÉTODO V.C.R. (VERTICAL CRATER RETREAT)

El desarrollo de las voladuras denominadas pruebas de los cráteres, atribuido a C.W. Livingston en 1956, permitió abrir una nueva línea de investigación orientada a comprender en mayor profundidad el fenómeno de las voladuras y la caracterización de los explosivos. Posteriormente, los trabajos de Bauer (1961), Grant (1964) y Lang (1976), entre otros, ampliaron

significativamente la base de estudio, lo que ha contribuido al desarrollo de nuevos métodos de explotación, técnicas para la recuperación de pilares y sistemas de construcción de chimeneas.

El método V.C.R. se basa en la utilización de los principios de voladura esférica para efectuar el arranque del mineral en labores subterráneas. Este proceso inicia con la detonación de la sección inferior de los taladros, aprovechando el patrón de fracturamiento inducido por las cargas esféricas, y continúa de forma ascendente en fases progresivas.

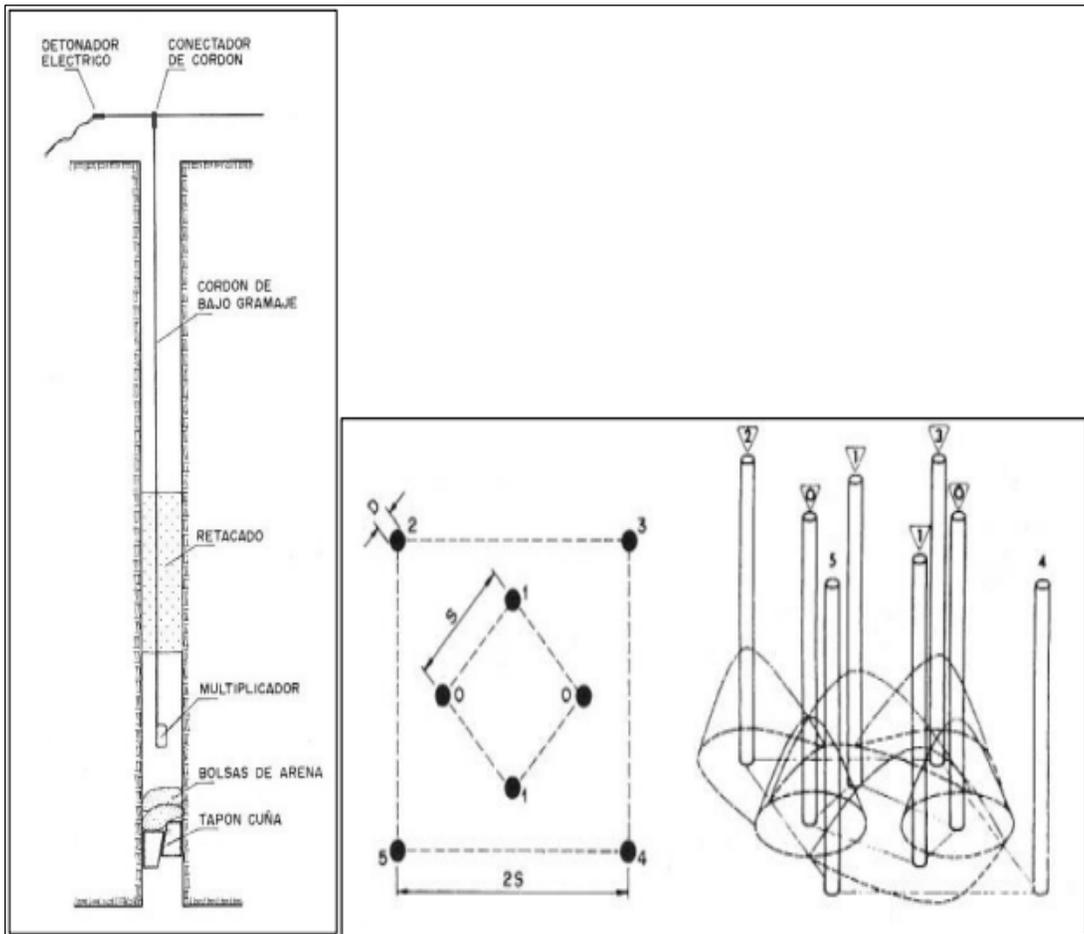
2.2.5.1. VOLADURA TIPO CRÁTER

Básicamente, el método consiste en la detonación de una carga esférica colocada dentro de un taladro perforado en un sector donde no existe una segunda cara libre, es decir, en una zona confinada, a una distancia superior al radio de influencia de dicha carga; esta condición inicial permite generar un cráter en la masa rocosa mediante la acción concentrada de la onda de choque y los gases de voladura, lo cual facilita el inicio del arranque sin necesidad de una cara libre preexistente y permite controlar la forma y dirección del fracturamiento de la roca

El método V.C.R. representa la aplicación directa de los principios de la voladura esférica al arranque de mineral en labores subterráneas, siendo empleado en zonas donde se requiere iniciar una voladura en un entorno confinado; la primera etapa del procedimiento consiste en detonar la carga ubicada en la parte inferior del taladro, aprovechando las propiedades de fracturamiento de las cargas esféricas para generar una cavidad inicial, y luego avanzar de manera descendente desde la parte superior hacia la parte inferior del macizo rocoso en etapas progresivas, siguiendo una secuencia planificada de detonaciones, como se muestra en la figura siguiente.

Figura 6

Esquema de voladura de la chimenea con el Método V.C.R.



Fuente: Construcción de túneles, piques y chimeneas (Camilo Salinas T., 1º edición)

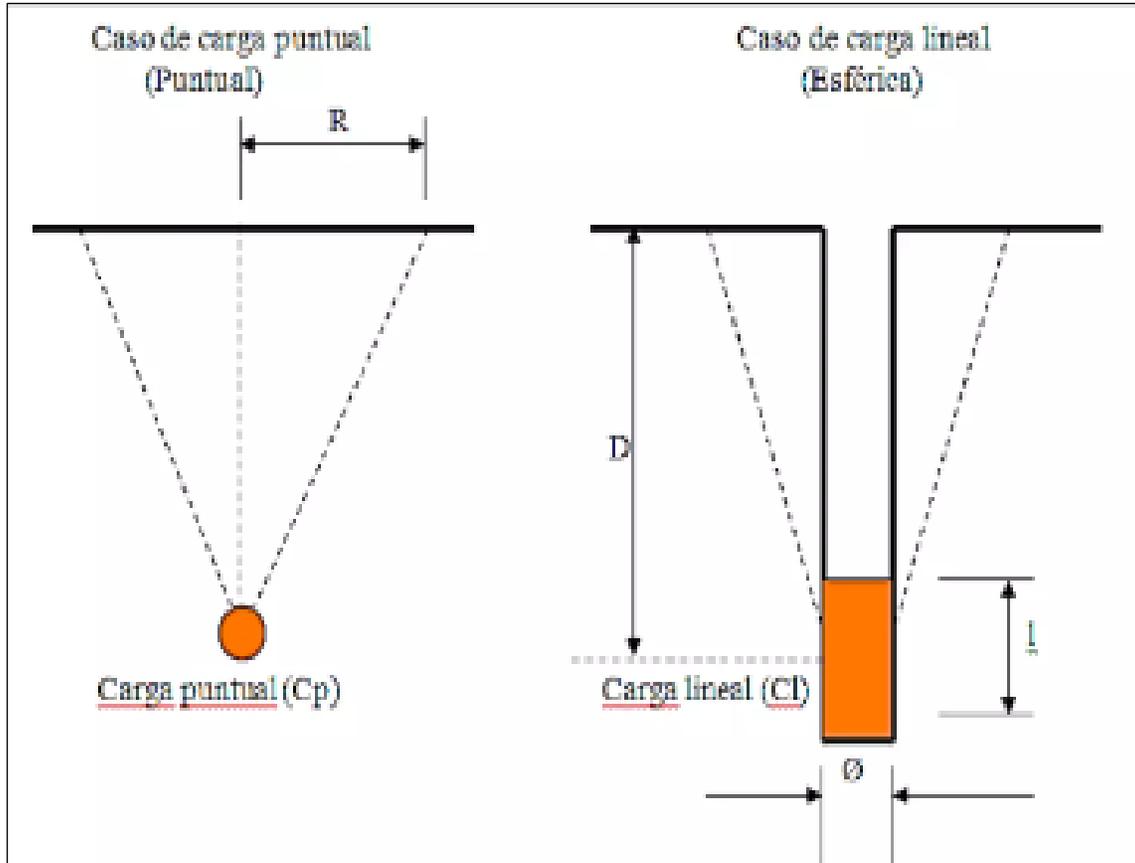
2.2.5.2. GEOMETRÍA DE LA CARGA

La geometría y el comportamiento del proceso de fracturamiento en una carga esférica difieren notablemente del observado en una carga cilíndrica; en el caso de una carga esférica, la energía generada por los gases de voladura se propaga radialmente desde el centro de la carga hacia el exterior, distribuyéndose en todas las direcciones mediante un movimiento uniforme y divergente, lo que genera un patrón de fracturamiento más simétrico y controlado en torno al punto de detonación

Sin embargo, en la práctica minera se utilizan taladros de perforación cilíndrica, lo que implica la necesidad de emplear cargas alargadas; a pesar de ello, se ha logrado simular el comportamiento de una carga esférica mediante el uso de otra de igual peso pero alargada, estableciendo que mientras la relación entre el largo y el diámetro (L:D) sea menor o igual a 6, el mecanismo de fracturamiento y los resultados obtenidos son prácticamente equivalentes; tradicionalmente, las cargas esféricas han sido empleadas en perforaciones orientadas en dirección libre o inclinadas hacia arriba, con el objetivo de formar un cráter que se dirija hacia una cara libre.

Figura 7

Voladura tipo Cráter



Donde:

Ø = Diámetro de perforación

$L = 6 <l>$ = Largo de la carga

V = Volumen, W = Peso de la carga y R = Radio del cráter

2.2.5.3. VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL MÉTODO V.C.R.

Se tiene consideraciones para realizar chimeneas por el método V.C.R. tales como:

- **Seguridad del método V.C.R.:** Los colaboradores operan o realizan los trabajos fuera de la chimenea, esto involucra que no se trabaja en un ambiente con condiciones de aire.

- **Longitud de desarrollo con el Método V.C.R.**

Las longitudes de perforación pueden estar entre los límites desde 12 a 50 metros, para nuestro caso es de 20 metros en promedio según la investigación, estas distancias de perforación están limitadas a la desviación de taladros las cuales no deben superar un rango de 1%.

- **Sección de desarrollo por V.C.R.**

Se tiene diferentes secciones estas están limitadas a 1 tipo de equipo de perforación a usar y el diseño que se tiene, las más utilizadas van desde 2.0 metros x 2.0 metros hasta un diámetro de 4 metros en caso de chimeneas y en abanico en secciones más grandes según el requerimiento.

- **Flexibilidad en cuanto a cambio de rumbo e inclinación.**

En este caso existe poca flexibilidad, porque solo es posible variar la sección inicial mediante desquinche con taladros largos, pero no así en el rumbo y la inclinación.

- Pocas vibraciones

Debido a que los pesos de los barrenos o retardos son pequeños, los niveles de vibración generados son menores esto permite que la fragmentación sea

generalmente alta, se adapta bien en condiciones de yacimientos estrechos de las potencias de 2.5 hasta 10 metros, incluso de inclinaciones no muy elevadas

2.2.5.4. DESVENTAJAS CON EL MÉTODO V.C.R.

En el proceso de voladura, los daños ocasionados en los hastiales pueden ser significativos, generando riesgos de hundimientos y desprendimientos de roca que comprometen la estabilidad del entorno de trabajo; estos efectos no solo afectan la seguridad operativa, sino que también inciden negativamente en la calidad del mineral extraído y en la planificación de los ciclos de minado

En el caso específico de los tajeos, el control de la dilución representa un desafío, ya que el material detonado se acumula sobre el previamente extraído y se mezcla durante su descenso, dificultando la separación efectiva entre mineral y estéril; al concluir la etapa de extracción, pueden desprenderse fragmentos de los hastiales que incrementan la dilución o generan condiciones inadecuadas para el desarrollo seguro y eficiente del área de trabajo

2.2.6. CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO

El macizo rocoso es un medio discontinuo, complejo, con un comportamiento geomecánicos que debe ser considerado como un conjunto, y que puede ser estudiado y clasificado en función de su aptitud para distintas aplicaciones, a partir de observaciones realizadas en el campo y ensayos sencillos, las clasificaciones geomecánicas permiten estimar la calidad del macizo rocoso y de sus parámetros de resistencia (cohesión y ángulo de rozamiento interno), pero también aportan índices relacionados con el sostenimiento de túneles y taludes, etc (Oyarzún, J. & Oyarzun, R., 2011).

La evaluación se obtiene a partir de la descripción y medida de las características y propiedades de la matriz rocosa, de las discontinuidades y de los parámetros globales del macizo rocoso (Oyarzún, J. & Oyarzun, R., 2011).

2.2.6.1. RQD (ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA)

El índice de calidad de la roca fue desarrollado por D.U. Deere en 1964 y actualmente es un sistema utilizado con generalidad en la mecánica de rocas. La Clasificación asignada al macizo rocoso va en un intervalo de 0 a 100, donde 0 representa una condición de roca muy pobre y 100 de una condición Excelente, se representa de la siguiente manera:

Tabla 2

Interpretación de los Valores de RQD (Deere, 1964)

| Descripción del índice de calidad de roca | Valor del RQD |
|--|----------------------|
| Muy pobre | 0 – 25 |
| Pobre | 25 – 50 |
| Regular | 50 – 75 |
| Buena | 75 – 90 |
| Excelente | 90 – 100 |

Fuente: Deere, 1964

Para determinar el RQD se debe tener en cuenta el número de fracturas presentes en los testigos recuperados, si la frecuencia de fracturas incrementa, se tendrá que el valor de RQD disminuirá (Osinergmin, 2017).

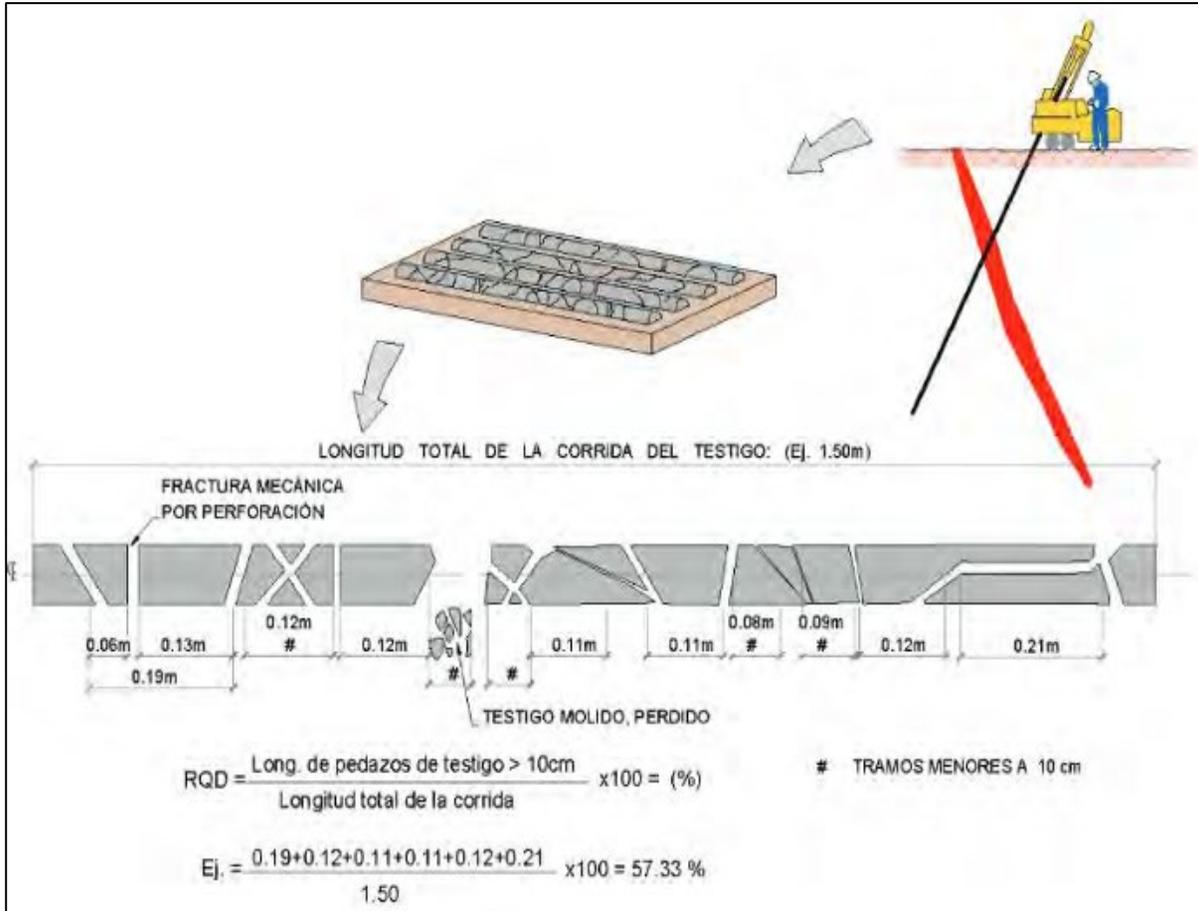
Aunque originalmente el sistema de RQD fue desarrollado para usarse con diámetros de testigo de 54.7 mm (SGS, 2013), las perforaciones actuales utilizan diámetros menores de perforación; lo que involucra una mayor exposición a fracturas inducidas por el mismo proceso de

perforación, Sin embargo (Brown, 1978) afirmó que los diámetros en cuestión son los apropiados para la recolección de datos geotécnicos (Osinergmin, 2017).

El índice de calidad de roca se expresa en porcentaje y se calcula dividiendo la suma de todas las longitudes de fracturamientos individuales que superen los 10 cm entre la longitud total del testigo o perforación, multiplicando luego el resultado por 100. Este indicador es comúnmente utilizado para evaluar el grado de fracturamiento de la roca y, por tanto, su competencia geomecánica.

Figura 8

Desarrollo usado para evaluar el valor del RQD de un testigo (ACG, 2003)



Fuente: ACG, 2003

El RQD se utiliza para estimar de manera rápida y preliminar las condiciones del macizo rocoso, para clasificar de manera idónea el macizo se debe complementar este estudio con método de clasificación más sofisticados. Esto debido a que este método de clasificación presente limitaciones como el no considerar la resistencia al corte de las discontinuidades y la sensibilidad a la orientación del testigo de perforación respecto a las estructuras (Osinermin, 2017).

2.2.6.2. RMR DE BIENIAWSKI

La clasificación geomecánica de Bieniawski, conocida como clasificación RMR (Rock Mass Rating), fue desarrollada por Z.T. Bieniawski en los años 1973, 1979, 1989 y actualizada por última vez en el año 2014; este sistema ha sido ampliamente utilizado en la ingeniería geotécnica para evaluar la calidad del macizo rocoso y establecer recomendaciones de sostenimiento en túneles, taludes y excavaciones subterráneas (Maldonado, 2020).

Los parámetros geomecánicas que toman en consideración son 6 las más importantes:

- Resistencia de la roca intacta (Insitu)
- Índice de la designación de la calidad de la roca (RQD)
- Espaciamiento entre discontinuidades.
- Agua subterránea
- La orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

Tabla 3*Interpretación de los Valores RMR*

| Descripción | RMR | Clase de Macizo Rocosó |
|--------------------|------------|-------------------------------|
| Roca Muy Buena | 81 – 100 | I |
| Roca Buena | 61 – 80 | II |
| Roca Regular | 41 – 60 | III |
| Roca Mala | 21 – 40 | IV |
| Roca Muy Mala | 0 – 20 | V |

Fuente: Bieniawski, 1989

El puntaje final del sistema RMR se determina mediante la suma de los puntajes individuales asignados a cada uno de los cinco parámetros fundamentales que lo conforman; estos parámetros son:

2.2.6.3. ÍNDICE Q DE BARTON

La clasificación Q de Barton fue desarrollada en el NGI (Norwegian Geotechnical Institute) por Barton, Lien y Lunde en 1974 y es una de las clasificaciones geomecánicas más utilizadas al momento de caracterizar los macizos rocosos, existe una diferencia entre este sistema y el RMR de Bieniawski es que el Índice Q se utiliza mayormente en la evaluación del sostenimiento de túneles, aunque es utilizado en el diseño de todo tipo de excavaciones subterráneas (Geotécnia Fácil, 2018).

El sistema Q permite clasificar al macizo rocoso con respecto a la estabilidad de la excavación subterránea y brinda una descripción de la calidad del macizo, para determinar la calidad de roca, toma en cuenta seis parámetros, y se describen de la siguiente manera (Geotécnia Fácil, 2018):

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

- RQD : Es el índice de calidad de la roca
 J_n : Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades
 J_r : Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades
 J_a : Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades
 J_w : Parámetro basado en la presencia de agua
 SRF : Factor de reducción de esfuerzos

La interpretación de los valores de Q se muestra a continuación:

Tabla 4

Interpretación del índice Q

| DESCRIPCIÓN | Q |
|-----------------------------|---------------------|
| Roca excepcionalmente mala | 0.001 – 0.01 |
| Roca Extremadamente Mala | 0.01 – 0.1 |
| Roca Muy Mala | 0.1 – 1 |
| Roca Mala | 1 – 4 |
| Roca Regular | 4 – 10 |
| Roca Buena | 10 – 40 |
| Roca Muy Buena | 40 – 100 |
| Roca Extremadamente Buena | 100 – 400 |
| Roca Excepcionalmente Buena | 400 – 1000 |

Fuente: Barton 1974

2.2.7. OPERACIONES DEL CICLO DE MINADO

Las siguientes etapas forman parte fundamental de las operaciones mineras, y su correcta implementación es clave para asegurar el éxito en la ejecución del proceso de minado; cada una de estas fases debe ser planificada, coordinada y ejecutada de manera eficiente para garantizar la continuidad operativa, la seguridad del personal y la rentabilidad del proyecto minero.

2.2.7.1. PERFORACIÓN V.C.R

La perforación de las rocas, en el contexto de la voladura, constituye la primera operación del proceso y tiene como objetivo generar agujeros dentro del macizo rocoso, con una distribución

y geometría previamente definida, en los cuales se alojarán la carga explosiva y sus respectivos accesorios iniciadores; esta etapa es esencial para garantizar la efectividad del arranque del material y la seguridad del proceso de voladura.

En el caso de los taladros largos, los diámetros de perforación suelen variar entre 2.5 y 6 pulgadas, siendo recomendable el uso de equipos DTH (*Down the Hole*) o TH, dependiendo de la disponibilidad operativa; estos equipos ofrecen mayor estabilidad durante la perforación en frentes de trabajo, reduciendo significativamente el riesgo de desviación en los taladros y asegurando una correcta orientación y eficiencia en la voladura posterior.

2.2.7.2. VOLADURA V.C.R.

El fracturamiento de las rocas se logra como resultado de la acción de una mezcla explosiva sobre el macizo rocoso; una voladura se considera eficiente cuando se alcanza una fragmentación uniforme y de buen grado, lo que permite obtener una alta producción y productividad en todas las operaciones mineras unitarias que conforman el ciclo de minado, además de contribuir a mantener los costos operativos en niveles mínimos

En el caso del método V.C.R., la voladura se realiza en etapas, iniciando con la carga de los taladros desde el nivel superior; el tramo cargado de los taladros es detonado de forma secuencial, permitiendo que las explosiones interactúen entre sí de manera controlada, lo que produce un avance ascendente progresivo y eficiente dentro del macizo rocoso.

2.2.7.2.1. PROPIEDADES GENERALES DE EXPLOSIVOS

Velocidad de detonación: Corresponde a la velocidad con la que la onda de choque se propaga a lo largo de una columna de explosivo; también puede definirse como la velocidad con que se libera la energía generada por la explosión

Fuerza o potencia: Representa el empuje ejercido por los gases generados tras la detonación; se expresa en porcentaje tomando como referencia un explosivo base; en otras palabras, se refiere a la capacidad del explosivo para realizar trabajo sobre la roca

Poder rompedor: Es el efecto destructivo que la carga ejerce sobre la roca para iniciar su fragmentación; este efecto se incrementa con una mayor densidad del explosivo y una mayor velocidad de detonación

Densidad: La finalidad de utilizar explosivos con diferentes densidades es permitir la concentración o dispersión de la carga según las necesidades; dentro de una misma clase de explosivos, al aumentar la densidad también se incrementa la velocidad de detonación; para lograr una fragmentación fina se requiere un explosivo de alta densidad, mientras que en rocas donde no se necesita una fragmentación significativa, basta con un explosivo de baja densidad

Resistencia al agua: Hace referencia a la capacidad del explosivo para mantenerse estable y conservar sus propiedades esenciales (velocidad de detonación, fuerza y poder rompedor) tras estar expuesto durante largos periodos al contacto con el agua; esta resistencia depende directamente de la composición del explosivo

Resistencia a la congelación: A bajas temperaturas, los explosivos tienden a endurecerse; las dinamitas gelatinosas en particular se vuelven más duras en ambientes fríos, y tanto estas como las dinamitas granulares que contienen nitrato de amonio pueden endurecerse por la absorción de humedad del ambiente y los cambios de temperatura

Detonación por simpatía: Se trata de la explosión provocada en un cartucho cebado debido a la proximidad con otro cartucho ya detonado; en dinamitas sensibles, este tipo de detonación puede transmitirse a varios centímetros de distancia; esta característica es crucial tanto para establecer las distancias de seguridad entre polvorines y edificaciones, como para garantizar la continuidad de la columna explosiva en los taladros durante una voladura; el grado de esta transmisión puede variar dependiendo de si entre los cartuchos hay aire, agua o arena.

2.2.7.2.2. CLASIFICACIÓN DE EXPLOSIVOS

En términos generales, los explosivos se clasifican en dos grandes categorías según su propósito de uso:

- **Militar:** Son aquellos explosivos diseñados y fabricados específicamente para fines bélicos, cuya función principal es la destrucción

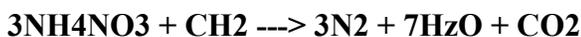
- **Industrial:** Son los explosivos empleados en actividades productivas, especialmente en minería y en obras de ingeniería civil, donde su aplicación está orientada a la fragmentación controlada de materiales rocosos y al desarrollo de proyectos de infraestructura

Nitrato de amónico: El nitrato amónico (NH_4NO_3) es una sal inorgánica de color blanco, cuya temperatura de fusión es de $160.6\text{ }^\circ\text{C}$; por sí solo no actúa como explosivo, sin embargo, adquiere dicha propiedad al mezclarse con pequeñas cantidades de combustible, reaccionando de forma violenta debido a su elevado contenido de oxígeno; mientras el aire contiene aproximadamente un 21% de oxígeno, el nitrato amónico aporta un 60%, lo que lo convierte en un excelente oxidante; aunque puede presentarse en distintas formas físicas, en la industria de explosivos se utiliza preferentemente en forma de partículas esféricas o *prills* porosos, ya que

poseen una alta capacidad para absorber y retener combustibles líquidos, además de ser fáciles de manipular sin formar apelmazamientos o adherencias

ANFO: La catástrofe ocurrida en 1947 en Texas City (Estados Unidos), originada por la explosión de nitrato amónico al que se había añadido parafinas como método de estabilización, reveló que incluso un 1% de este tipo de sustancia actuaba como un eficaz combustible sensibilizante para el NA; este evento, más allá de sus consecuencias devastadoras, generó un renovado interés entre los fabricantes de explosivos respecto al potencial energético del nitrato amónico y sus posibilidades como explosivo industrial, especialmente considerando su bajo costo

El contenido de combustible en la mezcla ANFO cumple un papel crucial en la determinación de sus propiedades explosivas; cuando el sistema se encuentra equilibrado en oxígeno, la reacción de descomposición del ANFO ocurre de manera eficiente, liberando la energía necesaria para generar un efecto de voladura efectivo y controlado. La reacción de descomposición del sistema equilibrado en oxígeno es:



La mezcla ANFO, en su proporción estequiométrica, es capaz de generar una energía aproximada de 920 kcal por kilogramo, aunque en productos comerciales este valor puede disminuir debido a la presencia de componentes inertes que afectan su eficiencia; además, dicha mezcla produce un volumen estimado de gases de 970 litros por cada kilogramo de explosivo, lo que contribuye significativamente al efecto de voladura

La proporción estequiométrica óptima se compone de un 95,3% de nitrato amónico (NA) y un 5,7% de gas-oil, lo cual equivale a emplear 3,7 litros de gas-oil por cada 50 kilogramos de NA; esta relación garantiza una reacción completa entre el oxidante y el combustible, permitiendo

un alto rendimiento energético y una adecuada capacidad de fragmentación, lo que la hace ideal para su aplicación en operaciones mineras y obras de ingeniería civil

Figura 9

ANFO Superfam dos de Famesa



Fuente: CATALOGO de Famesa explosivos S.A.

Hidrogeles: Los hidrogeles son explosivos compuestos por soluciones acuosas saturadas de nitrato de amonio (NA), a menudo complementadas con otros oxidantes como nitrato de sodio o nitrato de calcio; en estas soluciones se dispersan combustibles, sensibilizantes, agentes espesantes y gelatinizantes, cuya función principal es evitar la segregación de los componentes sólidos, asegurando así una mezcla homogénea y estable; el desarrollo de este tipo de explosivos se remonta a finales de la década de 1950, cuando Cook y Farnam lograron los primeros resultados exitosos utilizando una mezcla compuesta por 65% de NA, 20% de aluminio (Al) y 15% de agua.

Emulsiones: Las emulsiones explosivas, que representan el grupo más reciente dentro del mercado de explosivos industriales, conservan las propiedades básicas de los hidrogeles, pero presentan mejoras notables en cuanto a potencia y resistencia al agua; el interés por este tipo de productos

emergió a comienzos de los años 60, durante investigaciones enfocadas en establecer los requerimientos fundamentales para que un explosivo pudiera detonar eficazmente a partir de la combinación de una sustancia oxidante con un aceite mineral, dando origen a una formulación con alta estabilidad, buena sensibilidad y excelente comportamiento en condiciones húmedas.

Figura 10

Emulnor de diferentes presentaciones



Fuente: CATALOGO Famesa explosivos S.A.

Tabla 5*Resumen de Explosivos*

| EXPLOSIVO | OXIDANTE | COMBUSTIBLE | SENSIBILIZANTE |
|-------------------|--------------------|--|-----------------------------------|
| Dinamitas | SOLIDO | SOLIDO | LIQUIDO |
| | Nitratos | Materias absorbentes (sensibilizantes) | Nitroglicerina Gasificantes |
| Anfos | SOLIDO | LIQUIDO | |
| | Nitratos | Aceites | Poros |
| Hidrogeles | SOLIDO/LIQUIDO | SOLIDO/LIQUIDO | SOLIDO/LIQUIDO |
| | Nitratos | Aluminio | TNT |
| | Soluciones salinas | Sensibilizante | Aluminio en polvo Gasificantes |
| Emulsiones | LIQUIDO | LIQUIDO | |
| | Soluciones salinas | Aceites | Gasificantes |
| | | Parafinas | |

Fuente: Manual de perforación y voladura (López Jimeno)

- a) **Accesorios de voladura:** Junto con el avance en el desarrollo de nuevos tipos de explosivos, especialmente a partir de la década de 1940, los accesorios de iniciación también han experimentado un significativo progreso tecnológico orientado a cumplir con diversos objetivos fundamentales; entre estos se encuentran la necesidad de lograr una iniciación eficaz en explosivos de nueva generación, que si bien presentan mayor seguridad operativa, son más insensibles que las dinamitas tradicionales; además, se ha buscado un control preciso de los tiempos de iniciación, con el fin de optimizar la fragmentación del macizo rocoso; otro objetivo clave ha sido la reducción de los efectos indeseables como vibraciones, onda aérea y proyecciones durante la voladura; asimismo, se ha perfeccionado la técnica del cebado, permitiendo la iniciación puntual en el fondo o cabeza del barreno, así como el cebado lineal a lo largo de toda la columna de explosivo;

finalmente, se ha trabajado en aumentar la rapidez y flexibilidad en las operaciones de arranque, garantizando a la vez altos niveles de seguridad para el personal y las instalaciones.

b) Mecha de seguridad: La mecha de seguridad es un accesorio esencial en operaciones de voladura, cuya función principal es iniciar el fulminante común que se encuentra fijado en uno de sus extremos; está compuesta por varias capas de materiales diferentes que rodean un núcleo de pólvora negra, las cuales proporcionan una excelente protección frente a condiciones adversas; estas capas incluyen un recubrimiento externo de material plástico que asegura impermeabilidad, alta resistencia a la abrasión y una notable reducción en la generación de chispas laterales, lo que la hace especialmente útil en ambientes exigentes donde se requiere un alto grado de confiabilidad y seguridad en el proceso de iniciación

Figura 11

FANEL de PC y PL



Fuente: CATALOGO de Famesa explosivos S.A.

Tabla 6*Características técnicas de mecha de seguridad*

| COLOR RECUBRIMIENTO DE PLÁSTICO | BLANCO |
|---|---------------|
| Núcleo de pólvora (g/m) | 6 |
| Tiempo de combustión a.n.m. (s/m) | 150 a 165 |
| Longitud de la chispa a.n.m. (mm) | 50 |
| Diámetro externo (mm) | 5,2 |
| Impermeabilidad | Muy Buena |
| Resistencia a la tensión durante 3 minutos (Kg) | 30 |

Fuente: Famesa explosivos S.A.

c) Mecha rápida

El uso de la mecha rápida en conjunto con el conector para mecha rápida tiene como finalidad principal eliminar el encendido individual o “chispeo” de cada una de las armadas o primas, lo cual reduce significativamente el riesgo durante la operación de encendido; además, permite evitar que el operador permanezca en zonas con presencia de humos tóxicos, facilitando una evacuación segura en caso de una posible iniciación prematura; al ser utilizada de forma correcta, esta combinación proporciona el tiempo necesario para que el personal encargado se retire a un área segura, incrementando así la seguridad general del proceso de voladura.

Figura 12
Mecha Rápida



Fuente: Famesa explosivos S.A.

d) Cordón detonante

El cordón detonante es un accesorio de iniciación no eléctrica utilizado en voladuras, que destaca por su alta velocidad de detonación, su facilidad de manipulación y su elevado nivel de seguridad operativa; está compuesto por un núcleo de pentrita (PETN), un explosivo de alta potencia, el cual se encuentra recubierto por fibras sintéticas y protegido externamente con un forro de material plástico; en el caso de los cordones reforzados, se incorporan hilos adicionales y resinas parafinadas, lo que les confiere una mayor resistencia tanto a la abrasión como a la tracción, garantizando así un desempeño confiable incluso en condiciones de trabajo exigentes.

Figura 13

Cordón detonante – Pentacord



Fuente: Famesa explosivos S.A.

2.2.7.3. VENTILACIÓN EN CHIMENEAS

La ventilación en las chimeneas mineras se refiere al proceso mediante el cual se asegura un flujo adecuado de aire fresco a lo largo de la chimenea, con el objetivo de mantener una calidad de aire aceptable y brindar un entorno seguro para los trabajadores en el interior de la mina; este proceso es fundamental en la actividad minera, ya que permite mantener niveles apropiados de oxígeno, controlar la presencia de gases nocivos y reducir la acumulación de polvo y humedad en los espacios confinados.

- **Flujo de aire:** El flujo de aire representa un componente esencial en la ventilación de chimeneas mineras, ya que se busca establecer un sistema eficiente de circulación que introduzca aire fresco en las zonas de trabajo y expulse el aire contaminado; este efecto se

logra mediante un equilibrio entre la entrada de aire limpio y la extracción del aire viciado, asegurando una renovación continua.

- **Ventiladores:** Los ventiladores cumplen la función de generar el flujo de aire necesario dentro del sistema de ventilación de la chimenea; estos equipos pueden estar instalados tanto en superficie como en el interior de la mina y son responsables de impulsar el aire fresco hacia las zonas profundas, al mismo tiempo que permiten evacuar el aire contaminado hacia el exterior.

- **Diseño de la chimenea:** El diseño estructural de la chimenea debe considerar criterios que aseguren una ventilación eficaz; entre los factores clave se encuentran la altura, el diámetro y la ubicación estratégica de la chimenea dentro del sistema de labores; adicionalmente, pueden implementarse dispositivos complementarios como deflectores, camisas de aire o mallas de sostenimiento, que permiten dirigir el flujo de aire, mejorar su distribución y evitar posibles obstrucciones en la chimenea

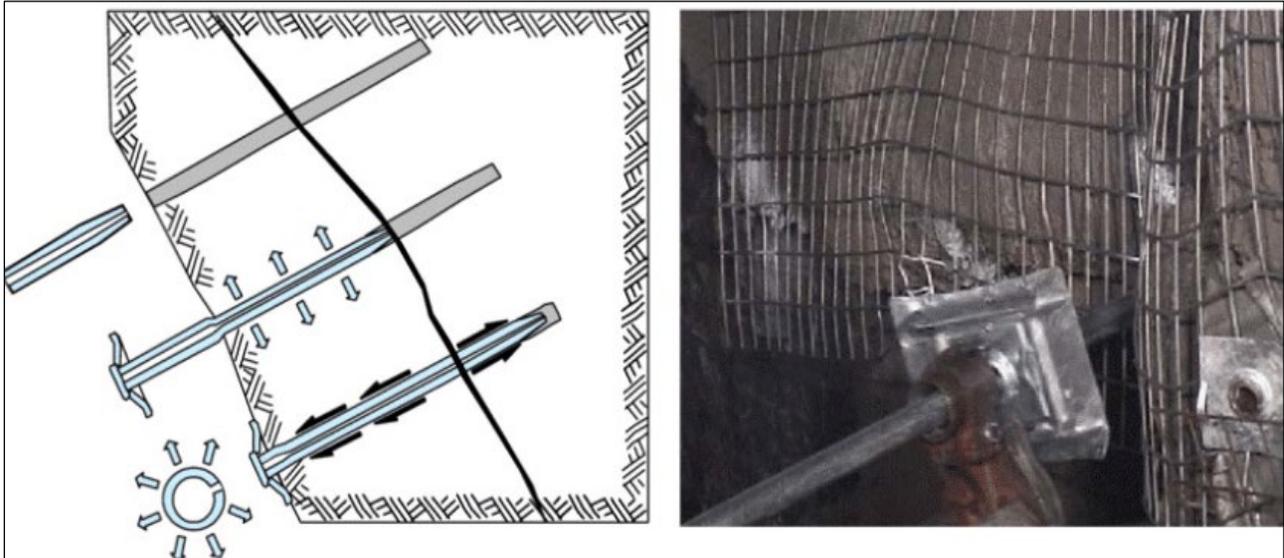
2.2.7.4. SOSTENIMIENTO EN CHIMENEAS

El sostenimiento de chimeneas en minería subterránea hace referencia al conjunto de técnicas, métodos y sistemas aplicados para asegurar la estabilidad estructural de las chimeneas a lo largo del tiempo, especialmente frente a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y los esfuerzos inducidos por la excavación; el propósito fundamental de este sostenimiento es evitar colapsos, desprendimientos o deformaciones significativas en las paredes de la chimenea, lo cual garantiza la seguridad de los trabajadores, la integridad de los equipos y la continuidad operativa dentro del entorno minero

Elementos clave relacionados con el sostenimiento de chimeneas mineras subterráneas:

Figura 14

Esquema de instalaciones de bulón de fricción (Villaescusa, 2014)



Fuente: Villaescusa, 2014

- **Mallas de sostenimiento:** Las mallas de sostenimiento son estructuras metálicas flexibles formadas por cables y barras de acero entrelazados que se instalan en las paredes de la chimenea con el propósito de proporcionar soporte adicional y evitar desprendimientos o caídas de rocas sueltas; estas mallas pueden ser pretensadas, es decir, tensadas al momento de su instalación, o autoestables, según los requerimientos geomecánicos y estructurales específicos de cada chimenea.
- **Anclajes:** Los anclajes son componentes de sujeción fundamentales que permiten fijar las mallas de sostenimiento al macizo rocoso; se colocan mediante su inserción en barrenos previamente perforados y se tensan posteriormente para garantizar una unión firme y efectiva; su función es resistir las fuerzas de tracción y mantener la malla adecuadamente posicionada, evitando que esta se desplace o pierda eficacia ante la presión de bloques inestables.

- **Hormigón proyectado:** También conocido como *shotcrete* o concreto lanzado, el hormigón proyectado se aplica sobre las paredes de la chimenea a alta velocidad mediante equipos especializados, logrando una fuerte adhesión a la superficie rocosa; su función es reforzar y recubrir las paredes, proporcionando una capa protectora que mejora la resistencia estructural, previene la erosión superficial y protege contra el desgaste producido por el tránsito o la exposición a condiciones adversas
- **Bulones de roca:** Los bulones de roca son elementos de refuerzo compuestos por barras de acero que se introducen en perforaciones hechas en la roca, las cuales posteriormente se rellenan con materiales de anclaje como resina o cemento para fijarlos de manera segura; su función principal es reforzar el macizo rocoso, controlar desplazamientos, prevenir colapsos y consolidar zonas fracturadas dentro de la chimenea.

El sostenimiento adecuado de chimeneas mineras subterráneas es fundamental para prevenir colapsos, caídas de rocas y otros riesgos inherentes al entorno minero; la elección de los métodos y sistemas de sostenimiento debe basarse en un análisis detallado de las características geológicas del terreno, las condiciones de carga existentes y los requisitos específicos de seguridad establecidos para cada mina y para la función operativa de la chimenea en particular.

2.2.8. ESTRUCTURA DE COSTOS DE CONSTRUCCIÓN EN CHIMENEAS

La estructura de costos en la construcción de chimeneas mineras presenta variabilidad según múltiples factores, como el método constructivo seleccionado (convencional, mecanizado, Raise Boring, VCR, Alimak, entre otros), la dimensión y complejidad geométrica de la chimenea, la geología del macizo rocoso, la ubicación geográfica de la operación y los recursos técnicos y logísticos disponibles. Costos de mano de obra: Salarios y beneficios para los trabajadores

involucrados en la construcción de la chimenea, incluyendo operadores de maquinaria, técnicos de perforación y voladura, y personal de apoyo.

- Costos de mano de obra: Incluyen los salarios y beneficios sociales del personal directamente involucrado en la ejecución de la chimenea, tales como perforistas, operadores de maquinaria, técnicos en voladura, ayudantes, personal de logística subterránea y soporte de mantenimiento operativo
- Costos de capacitación y seguridad laboral: Comprenden el entrenamiento en procedimientos específicos de trabajo en altura, rescate en chimeneas, uso de EPP, y cumplimiento del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería; además se incluyen evaluaciones médicas, capacitaciones en normas ISO o protocolos internos y auditorías de seguridad
- Costos de equipos y herramientas: Consideran la adquisición, operación y/o alquiler de equipos como perforadoras neumáticas o hidráulicas (Stopper, Simba, Raise Borer), compresores, cargadores frontales, winches, ventiladores portátiles, escaleras metálicas, sistemas de izaje y herramientas menores necesarias en cada etapa constructiva
- Costos de materiales: Incluyen todos los insumos utilizados en el sostenimiento y construcción, como malla electrosoldada, pernos Split Set, concreto lanzado, tuberías metálicas o HDPE, emulsiones explosivas, ANFO, boosters, detonadores, accesorios de iniciación, lubricantes, cemento, resinas, aditivos químicos y materiales auxiliares
- Costos de ingeniería y diseño: Corresponden a los honorarios de los ingenieros geomecánicos, diseñadores de chimeneas, expertos en ventilación y modelamiento,

además de los estudios previos requeridos (levantamiento topográfico, modelado 3D, simulaciones de flujo de aire y de estabilidad)

- Costos de supervisión y gestión: Comprenden la remuneración del personal encargado de la supervisión técnica, control de calidad, planificación diaria, seguridad operativa, coordinación de cuadrillas y control de avance, así como los costos administrativos y de comunicación logística
- Costos de seguridad y mitigación de riesgos: Incluyen la instalación de sistemas de detección de gases, monitoreo de condiciones atmosféricas, suministro de equipos de protección personal, líneas de vida, sistemas de ventilación forzada, iluminación temporal, dispositivos de rescate vertical, señalización, extintores y equipos de primeros auxilios

Ejemplo de fórmula base para análisis de costo total:

Costo Constr. CH = Costo Perf. + Costo voladura + Costo de ventilación + Costos servicios
+ costos imprevistos

CAPÍTULO III

MÉTODO PROPUESTO PARA LA CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS

El desarrollo del presente capítulo tiene como finalidad documentar de manera detallada y técnica el proceso seguido durante la ejecución de la investigación titulada “Evaluación técnica y económica del método VCR frente al Raise Boring para la construcción de chimeneas de servicio en la Mina Coturcan – Unidad Minera Huancapeti – Ancash”. En este sentido, el procedimiento se ha estructurado bajo una secuencia metodológica coherente, articulada desde la caracterización del entorno geomecánico hasta la medición de rendimientos y costos obtenidos en campo, manteniendo como eje central la rigurosidad técnica y la validez de los datos recopilados.

La elección de los métodos comparativos no fue arbitraria, sino el resultado de un análisis sistemático del comportamiento de las operaciones subterráneas en la Unidad Minera Huancapeti, particularmente en la zona Coturcan, donde se identificaron necesidades operativas vinculadas a la construcción de chimeneas exclusivas para servicios auxiliares, tales como ventilación, líneas de energía eléctrica, conducción de agua y aire comprimido. Cabe resaltar que las chimeneas evaluadas en esta investigación no se encuentran ubicadas en el tajeo, ni forman parte del sistema de explotación directa, lo que permite su análisis como elementos estructurales independientes y de carácter permanente. Esto condiciona las exigencias de estabilidad, precisión constructiva y optimización de tiempos que deben regir en su diseño e implementación.

Para llevar a cabo la investigación, se emplearon metodologías cuantitativas sustentadas en la obtención de datos reales provenientes de registros de campo, planos de perforación, reportes de rendimientos y costos proporcionados por el área de planeamiento y operaciones de la compañía minera. Se realizaron cálculos técnicos para ambos métodos constructivos V.C.R. y Raise Boring bajo un mismo contexto geomecánico, considerando una sección tipo de 2.10 m x 2.10 m y una

longitud proyectada de 20 m. Esta uniformidad en las condiciones de análisis permite una comparación equitativa, donde variables como la calidad del macizo rocoso (con RMR promedio de 65 y Q entre 4 y 10), el tipo de equipo utilizado (Simba H1354 para V.C.R. y RBM 71 para Raise Boring), y los factores operativos (desviación de taladros, tiempo de perforación, limpieza y ventilación) fueron estandarizados y monitoreados.

El presente capítulo está dividido en subapartados que describen desde la recopilación de parámetros técnicos previos, el diseño y ejecución de perforación, la carga explosiva (en el caso del método V.C.R.), la instalación del reaming head (en el caso del Raise Boring), hasta el análisis detallado de tiempos, rendimientos, consumo de insumos y evaluación de costos unitarios en cada etapa. En cada sección se brindan cifras reales, con énfasis en la trazabilidad de los datos, como, por ejemplo: metros perforados por guardia, consumo de explosivos (kg/m), tiempo promedio de ejecución por fase, y costos desglosados por rubros (personal, equipos, aceros, explosivos, entre otros).

Asimismo, este capítulo no solo documenta el desarrollo físico de las chimeneas, sino que también incluye una sistematización de los resultados obtenidos, expresados en tablas comparativas, gráficos de rendimiento y matrices de costos que permiten visualizar el comportamiento técnico y económico de cada método. De manera complementaria, se incorporan observaciones de campo y consideraciones técnicas sobre los desafíos encontrados durante la ejecución, tales como la alineación de los barrenos, la fragmentación de la voladura y las condiciones de ventilación posterior a cada etapa.

Este enfoque integral permite que el presente capítulo sirva como una referencia técnica no solo para evaluar los métodos comparados, sino también como una guía de procedimiento aplicable a futuros proyectos similares dentro del contexto de la minería subterránea peruana. En

suma, el desarrollo del Capítulo IV busca generar un aporte técnico claro, verificable y fundamentado, que refleje fielmente la metodología de trabajo aplicada y los resultados obtenidos en condiciones reales de operación.

3.1. CONDICIONES TÉCNICAS PARA LA CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS DE SERVICIO

3.1.1. *FUNCIÓN Y LOCALIZACIÓN ESTRATÉGICA DE LA CHIMENEA DE SERVICIO*

El desarrollo de una infraestructura subterránea sostenible en minería requiere considerar cuidadosamente no solo el método constructivo, sino también la ubicación y función de cada estructura auxiliar. En este contexto, las chimeneas de servicio desempeñan un papel fundamental como elementos verticales destinados a albergar instalaciones de ventilación secundaria, sistemas eléctricos, redes de aire comprimido y conducciones de agua industrial o potable. A diferencia de las chimeneas de producción o aquellas ubicadas en zonas activas de explotación, las chimeneas de servicio deben ser ubicadas en áreas estratégicas fuera del tajeo, garantizando su permanencia a lo largo de toda la vida útil del yacimiento. Esta sección desarrolla el análisis técnico que justifica dicha localización, teniendo en cuenta variables de diseño, funcionalidad operativa y continuidad de los servicios mineros esenciales.

En minería subterránea moderna, las chimeneas de servicio representan componentes críticos de la infraestructura auxiliar, diseñadas para albergar sistemas de ventilación secundaria, tendido de líneas eléctricas, conducción de agua industrial y potable, así como redes de aire comprimido. A diferencia de las chimeneas utilizadas como slot en operaciones de producción, estas no están vinculadas directamente al cuerpo mineralizado ni al ciclo de explotación, lo que les permite una vida útil más prolongada, sin riesgo de ser eliminadas o interferidas por el avance de los tajeos.

La ubicación estratégica de una chimenea de servicio responde a criterios de continuidad operativa, seguridad y facilidad de acceso técnico. En el caso de la chimenea evaluada en la Mina Coturcan – U.M. Huancapeti, se ha proyectado fuera del bloque mineralizado, siguiendo las recomendaciones establecidas en el Manual de Buenas Prácticas de Infraestructura Subterránea (SNMPE, 2022), las cuales sugieren una distancia mínima de 10 a 15 metros del contorno del tajeo para evitar afectación por microfracturas o alteración térmica.

Asimismo, se ha priorizado la interconexión entre galerías superiores e inferiores, buscando generar una vía directa de comunicación vertical para fluidos y aire, mejorando el rendimiento del sistema de ventilación forzada. La selección de su posición también considera la facilidad de acceso para mantenimiento posterior, así como la independencia de su estructura frente a ciclos de tumbe o avance.

Se concluye que la adecuada ubicación de la chimenea de servicio fuera del área de tajeo responde a una necesidad crítica de sostenibilidad operacional. Al desvincular su posición del bloque mineralizado, se garantiza su integridad estructural durante toda la vida útil del yacimiento, evitando interferencias con las labores de producción o preparación. Además, su localización estratégica entre dos niveles operativos permite una mejora sustancial en la distribución vertical de aire, cables y tuberías, cumpliendo así con los principios de eficiencia funcional y seguridad establecidos en el diseño subterráneo moderno. Este criterio mejora la disponibilidad de servicios en zonas remotas de la mina y reduce costos asociados al tendido superficial prolongado.

3.1.2. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO EN LA ZONA

SELECCIONADA

El éxito de cualquier excavación subterránea, especialmente de aquellas con orientación vertical como las chimeneas, depende en gran medida de la calidad y estabilidad del macizo rocoso

en el que se ejecutan. Por ello, la caracterización geomecánica previa a la construcción resulta indispensable para garantizar la viabilidad técnica del proyecto, la selección del método de excavación y la planificación de las fases operativas. En esta sección se presenta el diagnóstico geomecánico de la zona propuesta para la chimenea de servicio, evaluando parámetros clave como resistencia uniaxial, estado de fracturamiento, apertura y relleno de discontinuidades, clasificación RMR y sistema Q. Todo ello permitirá establecer las condiciones que justifican el uso de métodos como el V.C.R. y el Raise Boring, garantizando una ejecución segura y eficiente.

La zona proyectada para la construcción de la chimenea fue evaluada mediante una caracterización geomecánica conforme a la metodología del RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski y el sistema Q de Barton. Las campañas de evaluación arrojaron un promedio de RMR=65, correspondiente a una roca de “calidad buena”, con una resistencia compresiva uniaxial (RCU) promedio de 75 MPa, predominancia de andesitas y dioritas de grano fino, con bajo índice de fracturamiento y buzamiento de juntas menor a 30°.

El sistema Q arrojó valores en el rango de $Q = 4.5$ a 10.2 , indicando estabilidad moderada a buena. La presencia de humedad fue baja y no se identificaron planos de debilidad persistentes que afectaran la integridad del futuro vacío vertical. La apertura promedio de las discontinuidades fue de 1 a 3 mm, sin relleno significativo.

Estos valores justifican la selección del método de perforación larga (V.C.R.) y Raise Boring, ya que ambos requieren un macizo competente para evitar colapsos, sobre excavaciones o interrupciones del proceso. En particular, la verticalidad del Raise Boring exige un macizo con mínimo desviación estructural en al menos 20 metros lineales.

La caracterización geomecánica realizada demuestra que el macizo rocoso en la zona propuesta para la chimenea de servicio es técnicamente adecuado para su ejecución. Con valores

de RMR superiores a 60 y un índice Q entre 4.5 y 10.2, se evidencia una roca competente, de fracturamiento bajo a moderado, sin zonas de debilidad crítica ni señales de alteración mineralógica activa. Este contexto geológico permite aplicar métodos constructivos de alta precisión como el Raise Boring o el V.C.R., sin requerir sostenimientos pesados o estructuras adicionales. La estabilidad del macizo también reduce la posibilidad de sobre excavación o colapsos parciales, asegurando un vacío funcional y duradero.

Para garantizar la estabilidad y sostenibilidad estructural de la chimenea de servicio proyectada, es imprescindible realizar un diagnóstico detallado de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en el área de interés. En ese sentido, se aplicó el sistema de clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating) propuesto por Bieniawski, el cual integra parámetros cuantificables como la resistencia a la compresión simple (estimada mediante ensayo de carga puntual), la calidad del macizo (mediante el índice RQD), el espaciado y condición de las juntas, así como la presencia de agua. Cada uno de estos parámetros asigna un valor específico dentro de una escala predeterminedada, sumándose para obtener un puntaje total que define la categoría geomecánica del macizo.

Los datos fueron recolectados a partir de mapeos geológicos y geotécnicos realizados entre los niveles 225 y 205, en la labor GL 372 NW – GL 460 NW, correspondientes a la veta Coturcan – VCR 55. Estos resultados han sido sistematizados en la Tabla 15, donde se muestra el desglose detallado de los valores asignados a cada parámetro, así como la fórmula de suma utilizada para calcular el puntaje total de RMR.

Posteriormente, la Tabla presenta una síntesis de los valores RMR obtenidos en tres zonas estructuralmente críticas para la construcción de la chimenea: la veta mineralizada, la caja piso y la caja techo. Esta segmentación permite identificar las posibles variaciones en la calidad del

macizo rocoso que puedan condicionar el diseño del sostenimiento o la elección de técnicas específicas de excavación.

Ambas tablas constituyen una base técnica esencial para la toma de decisiones, ya que permiten correlacionar las características físicas del macizo con el comportamiento esperado durante la excavación y posterior uso de la chimenea. Según los valores obtenidos, se concluye que el macizo se encuentra en condiciones clasificadas como "Regular A" a "Buena B", lo cual habilita técnicamente su excavación por métodos convencionales como V.C.R. y lo posiciona como marginalmente apto para métodos mecanizados como Raise Boring, siempre que se refuercen las medidas de control durante el proceso de perforación piloto y escariado.

Tabla 7

Evaluación del macizo rocoso entre los niveles 225 – 205

| Mapeo Geomecánica de la veta Coturcan - VCR 55 | | | | | |
|--|-------------------------|-------------------------------------|---------------------------|------------------|---------------------|
| Nivel 225 - 205 | | Labor: GL 372 NW - GL 460 NW | | | |
| Valoración de la clasificación del macizo rocoso (RMR) | | | | | |
| Parámetros | Rango de Valores | | | | |
| I) Ensayo de Carga puntual (Kg/cm2) | | | | | |
| | > 80 kg/cm2 | 40 - 80 kg/cm2 | 20 - 40 kg/cm2 | 10 - 20 kg/cm2 | < 10 kg/cm2 |
| valores | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 |
| II) RQD (%) o índice de calidad de roca | | | | | |
| | 90 -100 % | 75 - 90 % | 50 - 75 % | 25 - 50 % | 25% |
| valores | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 |
| III) Espaciado de juntas (m) | | | | | |
| | > 2 | 0.6 – 2 | 0.2 - 0.6 | 0.06 - 0.2 | 0.06 |
| valores | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 |
| IV) Condición de Juntas | | | | | |
| Persistencia | <1 m long (6) | 1 - 3m Long (4) | 3 - 10 m (2) | 10 - 20 m (1) | > 20 m (0) |
| Abertura | Cerrada (6) | < 0.1mm apert. (5) | 0.1 - 1 mm (4) | 1 - 5 mm (1) | > 5 mm (0) |
| Rugosidad | Muy rugosa (6) | Rugosa (5) | Lig. Rugosa (3) | Lisa (1) | Espejo de falla (0) |
| Relleno | Limpio (6) | Duro < 5 mm (4) | Duro > 5 mm (2) | Suave < 5 mm (1) | Suave > 5 mm (0) |
| Alteración | Sana (6) | Lig. Alterada (5) | Mod. Alterad. (3) | Muy Alterada (2) | Descompuesta (0) |
| V) Presencia de agua | | | | | |
| valores | Seco | Húmedo | Mojado | Goteo | Flujo |
| | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 |
| Suma de valores RMR= (12 + 13 + 10 + (2+4+1+2+3) +7) = 54 | | | | | |
| RMR | 71 - 80 | 61 – 70 | 51 - 60 | 41 - 50 | 31 - 40 |
| | Buena A | Buena B | Regular A | Regular B | Mala A |

Fuente: Elaboración propia y laboratorio geomecánica – Unidad minera HUANCAPETI.

Tabla 8*Valoración para área de estudio del RMR*

| Descripción | RMR | RQD (%) | Descripción del macizo rocoso |
|-------------|-----------|-------------|-------------------------------|
| Veta | 54 | 57.5 | Regular A |
| Caja piso | 59 | 64 | Regular A |
| Caja techo | 63 | 72 | Buena B |

Fuente: Propia y laboratorio geomecánica – Unidad minera HUANCAPETI.

3.1.3. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN CON EL MODELO MATEMÁTICO DE PERSSON, HOLMBERG & LEE MODIFICADO

Para la construcción de la chimenea VCR se toma en cuenta estrictamente los informes del departamento de geomecánica de la unidad minera, donde según los mapeos geomecánicos se tiene o indica un tipo de roca III-A (Regular A), RMR promedio 54, índice de calidad de roca RQD promedio 57.5 % y GSI promedio de 47, dado que se trata de construcción de chimenea por el método VCR se tendrá en cuenta las alteraciones del macizo rocoso después del disparo e implementar controles para reducción de alteración de las paredes del macizo rocoso ya que no se sostendrá con ningún tipo de sostenimiento.

Para la implementación de la malla de perforación se considera una voladura controlada.

a) Especificaciones técnicas para el diseño de malla de perforación

- GSI = 47
- RQD = 57.5 %
- Resistencia a la compresión simple = 47.75 Kg/cm²
- Densidad de la roca = 2.8 ton/m³
- Sección (A x L) = 2.1 m x 2.1 m
- Altura de banco = 20 m aprox.
- Error de empate = 0.02 m

- Desviación de taladros = 0.02 m/m
- Diámetro de broca de producción = 76 mm
- Diámetro de broca escariadora = 127 mm

3.1.3.1. DISEÑO DEL ARRANQUE

Se tomará en cuenta el algoritmo de Roger Holmberg con algunas modificaciones por tratarse de perforación de taladros largos para obtener resultados esperados:

Paso 1: se calcula la profundidad o avance promedio por disparo según el diámetro equivalente tomando en cuenta que se tendrá 6 taladros escariados o de alivio de 127 mm.

a) Para el cálculo del diámetro equivalente se utilizará la formula siguiente:

$$\phi_e = \phi_{Escariado} \times \sqrt{N}$$

Donde:

ϕ_e = Diámetro equivalente

$\phi_{Escariado}$ = Diámetro de alivio

N = Número de taladros de alivio

$$\phi_e = 0.127 \text{ m} \times \sqrt{6}$$

$$\phi_e = 0.311 \text{ m}$$

b) El avance por disparo está limitado por el taladro equivalente de alivio

$$L = 0.15 + 34.1 \times \phi_e - 39.4 \times \phi_e^2$$

Donde:

L = profundidad de taladro

ϕ_e = Diámetro equivalente

$$H = 0.15 + 34.1 \times 0.311 - 39.4 \times 0.311^2$$

$$H = 6.94 \text{ m}$$

Este resultado indica que los 6 taladros escariados de 127 mm será suficiente para un avance de 6.94 metros por disparo.

Paso 2: Cálculo del burden del arranque

- a) El cálculo es según la teoría de áreas de influencia como se determina a continuación:

Por el principio de longitud de arco se sabe que:

$$B_0 = \frac{\pi \times \phi e}{2} = 1.57 \phi e$$

$$B_0 = 1.57 (0.311)$$

$$B_0 = 0.48 \text{ m}$$

Obtenido el burden inicial se calcula el burden práctico (B_{0-p})

$$B_{0-p} = (B_0 - E_p)$$

Donde:

B_{0-p} = burden práctico

E_p = Error de perforación (m)

α = Desviación angular (m/m)

e = Desviación de taladros

$$E_p = (\alpha \times L + e)$$

$$E_p = (0.01 \times 5 + 0.02)$$

$$E_p = 0.07 \text{ m}$$

Cabe recordar que se considera los errores de perforación para cálculo de burden practico:

$$B_{0-p} = (0.48 - 0.07)$$

$$B_{0-p} = 0.41 \text{ metros}$$

Paso 3: cálculo de la constante de roca “c”

Ashby relaciona la frecuencia de las fracturas y la resistencia al cizallamiento con el consumo específico del explosivo (López, Pernía & Ortiz, 2019).

$$C.E. = \frac{0.56 \times \rho_r \times TAN\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

C.E. = Consumo específico del explosivo

ρ_r = Densidad de la roca

GSI = Índice de resistencia geológica

RQD = Índice de calidad de la roca

$$C.E. = \frac{0.56 \times 2.8 \times TAN\left(\frac{47 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 57.5}{3.3}}}$$

$$C.E. = 0.363 \frac{Kg}{m^3}$$

a) Cálculo de la constante de la roca sueca “c” con la siguiente ecuación:

Según Langefors, 1978. “propone un factor que representa la influencia de la roca en la rotura, este factor fue corregido en Suecia la que determina una relación lineal con el consumo específico de explosivo”.

$$C = 0.8784 \times CE + 0.052$$

Donde:

C = Constante de la roca sueca

C.E. = Consumo específico del explosivo

$$C = 0.8784 \times 0.363 \frac{Kg}{m^3} + 0.052$$

$$C = 0.371 \frac{Kg}{m^3}$$

b) Predicción del nivel de fracturamiento de la roca

$$AF_{roca} = \frac{870}{9} \times CE^3 - 138.5 \times C.E.^2 + 75.833 \times C.E. - 4.41$$

Donde:

AF_{roca} = Factor de roca

C.E. = Consumo específico del explosivo

$$AF_{roca} = \frac{870}{9} \times 0.363^3 \frac{Kg}{m^3} - 138.5 \times 0.363^2 \frac{Kg}{m^3} + 75.833 \times 0.363 \frac{Kg}{m^3} - 4.41 m^2$$

$$AF_{roca} = 9.49 cm$$

Según Cunningham 19 83. “indica que en su experiencia el límite más bajo para “A” incluso en tipos de roca muy débiles es A = 8 y el límite superior es A = 12”.

c) Factor de energía (FE); en Mega Joules por tonelada

Este factor se estima a partir del índice de volatibilidad de Lilly, expresa en consumo específico (C.E.) y se obtiene con la siguiente ecuación:

$$F.E. \left(\frac{MJ}{TON} \right) = 0.12 \times \frac{C.E.}{0.004}$$

$$F.E. \left(\frac{MJ}{TON} \right) = 0.12 \times \frac{0.363}{0.004}$$

$$F.E. \left(\frac{MJ}{TON} \right) = 10.89 MJ/TON$$

Paso 4. Cálculo de concentración de carga lineal de explosivo

El consumo específico del explosivo es la medida de llenado de un determinado taladro en respectivo cuadrante, se considera un llenado confinado en su totalidad y se calcula:

$$q_0 = 55 \times \phi_{prod} \times \left(\frac{B_0}{\phi_e}\right)^{1.5} \times \left(B_0 - \frac{\phi_e}{2}\right) \times \left(\frac{c}{0.4}\right) \times \left(\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right)$$

Donde:

q_0 = Concentración de carga lineal de explosivo (Kg/m)

ϕ_{prod} = diámetro de producción

ϕ_e = diámetro taladro máximo de alivio

B_0 = burden inicial

C = Constante de roca sueca

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo ANFO superfan dos (Famesa)

$$q_0 = 55 \times 0.076 \times \left(\frac{0.48}{0.311}\right)^{1.5} \times \left(0.48 - \frac{0.311}{2}\right) \times \left(\frac{0.371}{0.4}\right) \times \left(\frac{1}{0.97}\right)$$

$$q_0 = 2.49 \frac{Kg}{m}$$

Es la longitud del taladro que ocupa el material detrítico en nuestro caso que servirá como tapón del taladro cargado con explosivo que para nuestro caso será de 1 m

a) Longitud de carga (L_{carga})

$$L_{carga} = L - L_{taco}$$

$$L_{carga} = 10.00 - 1.00 = 9 m$$

3.1.3.2. DISEÑO DE 1RA AYUDA

Para los taladros de ayuda se consideran que ya existe el arranque y se usaran los parámetros calculados anteriormente:

a) Cálculo de burden B_1 primera ayuda

$$B_1 = 0.088 \times \sqrt{\frac{A_{h-0} \times q_0 \times RWS_{ANFO}}{\phi_P \times c}}$$

Donde:

B_1 = Burden máximo del primer cuadrante

$$A_{h-0} = \text{Abertura del arranque} = \sqrt{2}(B_0 - EP) = \sqrt{2}(0.41) = 0.58$$

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque

RWS_{Anfo} = Potencia relativa en peso del explosivo ANFO superfan dos (Famesa)

ϕ_P = Diámetro de taladro de producción

c = Constante de roca

$$B_1 = 0.088 \times \sqrt{\frac{0.58 \times 2.49 \text{ kg/m} \times 0.97}{0.076 \text{ m} \times 0.371 \text{ kg/m}^3}}$$

$$B_1 = 0.62 \text{ m}$$

El cálculo del burden practico de la primera ayuda será:

$$B_{1-p} = (0.62 - 0.07)$$

$$B_{1-p} = 0.55 \text{ metros}$$

b) Ancho de abertura del primer ayuda (A_{h-1})

$$A_{h-1} = \sqrt{2} \left(\frac{A_{h-0}}{2} + B_{1-p} \right)$$

$$A_{h-1} = \sqrt{2} \left(\frac{0.58}{2} + 0.62 \right) = 1.28 \text{ m}$$

3.1.3.2.1. Diseño de 2da ayuda

a) Cálculo de burden máximo B_2 segunda ayuda

$$B_2 = 0.088 \times \sqrt{\frac{A_{h-1} \times q_0 \times RWS_{ANFO}}{\phi_P \times c}}$$

Donde:

B_2 = Burden segunda ayuda

A_{h-1} = Abertura del arranque =

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque

RWS_{Anfo} = Potencia relativa en peso del explosivo ANFO superfan dos (Famesa)

\emptyset_p = Diámetro de taladro de producción

c = Constante de roca

$$B_2 = 0.088 \times \sqrt{\frac{1.28 \times 2.49 \text{ kg/m} \times 0.97}{0.076 \text{ m} \times 0.371 \text{ kg/m}^3}}$$

$$B_2 = 0.92 \text{ m}$$

El cálculo del burden practico de la segunda ayuda será:

$$B_{2-p} = (0.92 - 0.07)$$

$$B_{2-p} = 0.81 \text{ metros}$$

b) Ancho de abertura de la segunda ayuda (A_{h-2})

$$A_{h-2} = \sqrt{2} \left(\frac{A_{h-1}}{2} + B_2 \right)$$

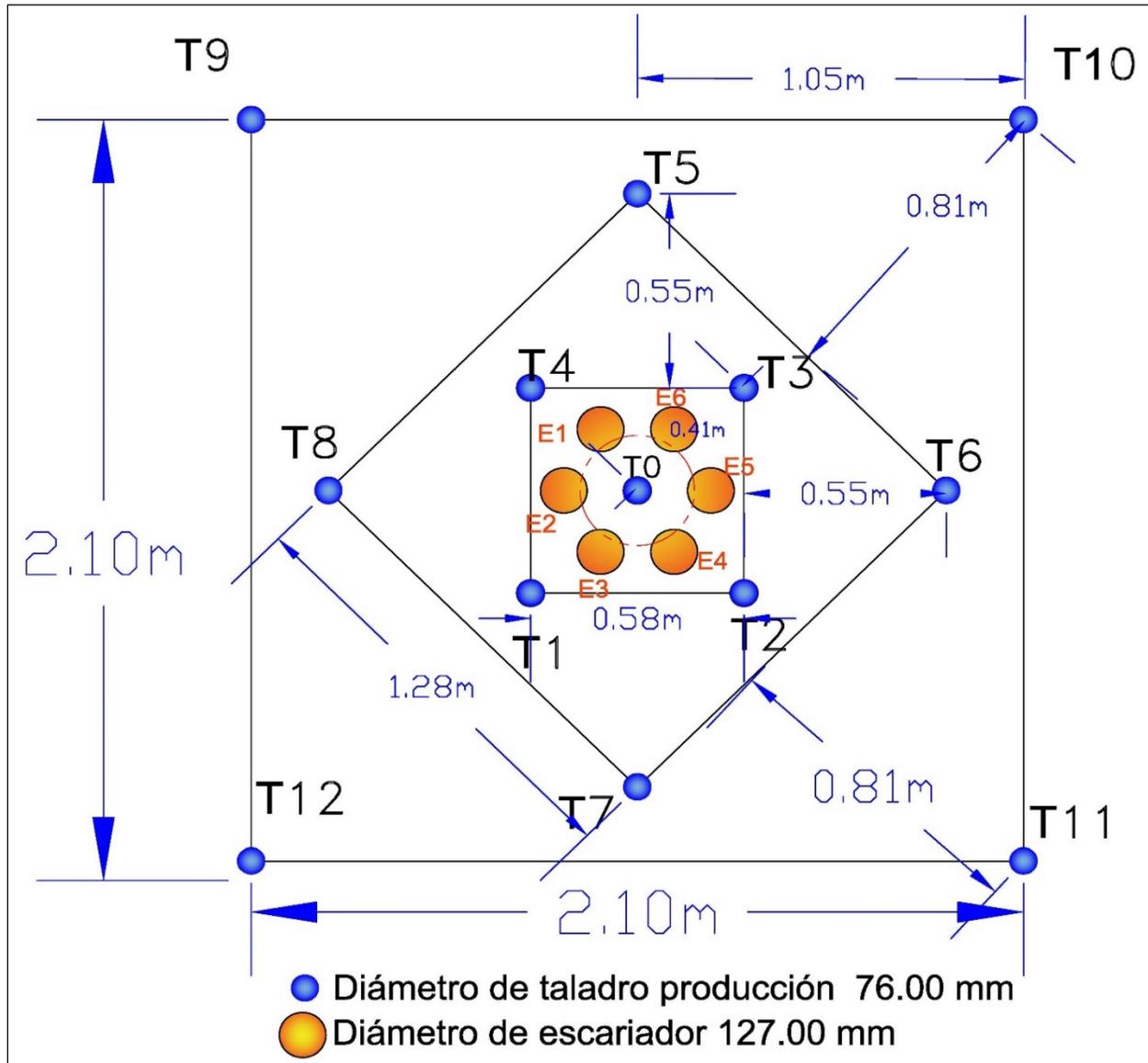
$$A_{h-2} = \sqrt{2} \left(\frac{1.28}{2} + 0.81 \right) = 2.10 \text{ m}$$

3.1.3.3. RESUMEN DE LOS CÁLCULOS DE LA MALLA DE PERFORACIÓN

Con los datos obtenidos se realiza el dibujo de la malla de perforación de la chimenea en Software AutoCAD (ver la fig. 15).

Figura 15

Malla de perforación de la chimenea propuesta de sección 2.10 m x 2.10 m



Fuente: Elaboración propia

3.1.4. CRITERIOS DE DISEÑO ESTRUCTURAL Y FUNCIONALIDAD ESPERADA

El diseño estructural de una chimenea subterránea no puede limitarse a su excavación inicial, sino que debe considerar su funcionalidad esperada, durabilidad, mantenimiento y adaptabilidad a condiciones cambiantes. Este apartado se centra en los criterios técnicos que sustentan la configuración geométrica y funcional de la chimenea de servicio proyectada. Se

abordan parámetros como sección, verticalidad, tolerancias constructivas, requisitos de ventilación y espacio útil para servicios. Asimismo, se analiza la proyección de carga estructural, posibles recubrimientos con shotcrete y facilidades para su inspección futura. En conjunto, se busca asegurar que la chimenea no solo cumpla su rol operativo, sino que lo haga de forma confiable, accesible y compatible con los estándares actuales de minería subterránea.

El diseño estructural de la chimenea parte del principio de funcionalidad permanente, es decir, que la infraestructura debe mantenerse operativa durante toda la vida útil del yacimiento (estimada en 10 años). Para ello se proyectó una sección cuadrada de 2.10 m x 2.10 m, suficiente para permitir el paso de ductos, cables, personal en inspección técnica y posibles labores de limpieza o mantenimiento.

Se prevé un revestimiento mínimo de shotcrete en zonas críticas, con 5 cm de espesor en el primer tercio superior, especialmente si se identifica algún tipo de alteración o fracturamiento en el macizo. La verticalidad debe mantenerse dentro de una tolerancia de $\pm 2^\circ$, para garantizar el adecuado flujo de aire y alineación de los componentes suspendidos.

También se contempló un sistema de drenaje pasivo, con pendiente del 1% hacia la galería inferior, para evitar acumulación de condensación o filtraciones. La funcionalidad esperada incluye soportar flujos de aire de hasta 9,000 cfm, además de alojar líneas eléctricas trifásicas de 220 V y tuberías de polietileno de 2" para agua.

El diseño estructural de la chimenea responde a criterios de funcionalidad técnica y sostenibilidad operativa. La elección de una sección cuadrada de 2.10 x 2.10 metros permite integrar múltiples servicios en una sola estructura vertical, facilitando el mantenimiento, inspección y actualización de instalaciones. Asimismo, se respeta una tolerancia de desviación aceptable, lo que garantiza el adecuado comportamiento del flujo de aire y la disposición de

elementos suspendidos. Se concluye que el diseño propuesto no solo cumple con las necesidades actuales de la unidad minera, sino que también permite futuras adaptaciones tecnológicas o incrementos en la carga operativa sin comprometer su integridad.

3.1.5. PARÁMETROS OPERATIVOS Y RESTRICCIONES DE UBICACIÓN FUERA DEL TAJEO

La ubicación de una chimenea de servicio fuera de los límites del tajeo responde no solo a un criterio de ingeniería, sino a una necesidad operativa: garantizar que dicha infraestructura no sea interferida, desplazada o destruida durante el proceso de explotación del mineral. En esta sección se detallan las restricciones operativas, espaciales, de ventilación y de acceso que deben cumplirse para validar la localización elegida. Se abordan temas como franjas de exclusión minera, interferencia con otras estructuras subterráneas, logística de construcción y control de seguridad. Asimismo, se establecen las condiciones mínimas necesarias para asegurar que la ejecución de la chimenea pueda realizarse sin comprometer otros procesos en curso y, al mismo tiempo, brindar el soporte necesario a largo plazo.

Las restricciones para la ubicación de esta chimenea excluyen totalmente su inserción dentro del tajeo, debido a que se busca evitar su destrucción con el avance de explotación. De acuerdo al modelo geológico actualizado de Coturcan (enero 2024), se estableció una franja de exclusión de 20 metros respecto al límite de mineralización proyectada.

El diseño de la chimenea se encuentra además condicionado por las siguientes variables operativas:

- Instalación de poleas para la extracción de material, mediante poleas.
- Distancia máxima de 25 metros entre galería superior e inferior para garantizar la factibilidad del Raise Boring.

- Nivel de ventilación disponible para evacuación de gases post-voladura en V.C.R. (al menos 0.8 m³/s por trabajador).
- Ausencia de infraestructura crítica en el eje proyectado de perforación.

Estas condiciones aseguran la estabilidad, accesibilidad y seguridad durante todo el proceso de construcción, tanto con V.C.R. como con Raise Boring.

El análisis de restricciones operativas y espaciales evidencia que la ubicación proyectada para la chimenea cumple con todos los requisitos establecidos en términos de seguridad, logística y eficiencia operativa. Al mantenerse a más de 20 metros del bloque mineralizado, se evita cualquier interferencia futura con la explotación del yacimiento. Además, las condiciones de acceso, ventilación y operación fueron evaluadas positivamente, permitiendo una ejecución segura y sostenible. Esta decisión técnica se alinea con las mejores prácticas en minería subterránea, reduciendo riesgos de inutilización anticipada, reubicación costosa o afectaciones durante el avance del tajeo.

3.2. DESARROLLO DE LA CONSTRUCCIÓN POR EL MÉTODO V.C.R.

La construcción de chimeneas de la minera es generalmente para la delimitación de tajos de explotación y ventilación con el método de taladros largos V.C.R, en este caso en la veta Coturcan la cual están actualmente en producción y surge la necesidad de construcción de chimeneas de ventilación en tiempos menores para poder realizar trabajos con las condiciones adecuadas en los niveles 205 y el nivel 255.

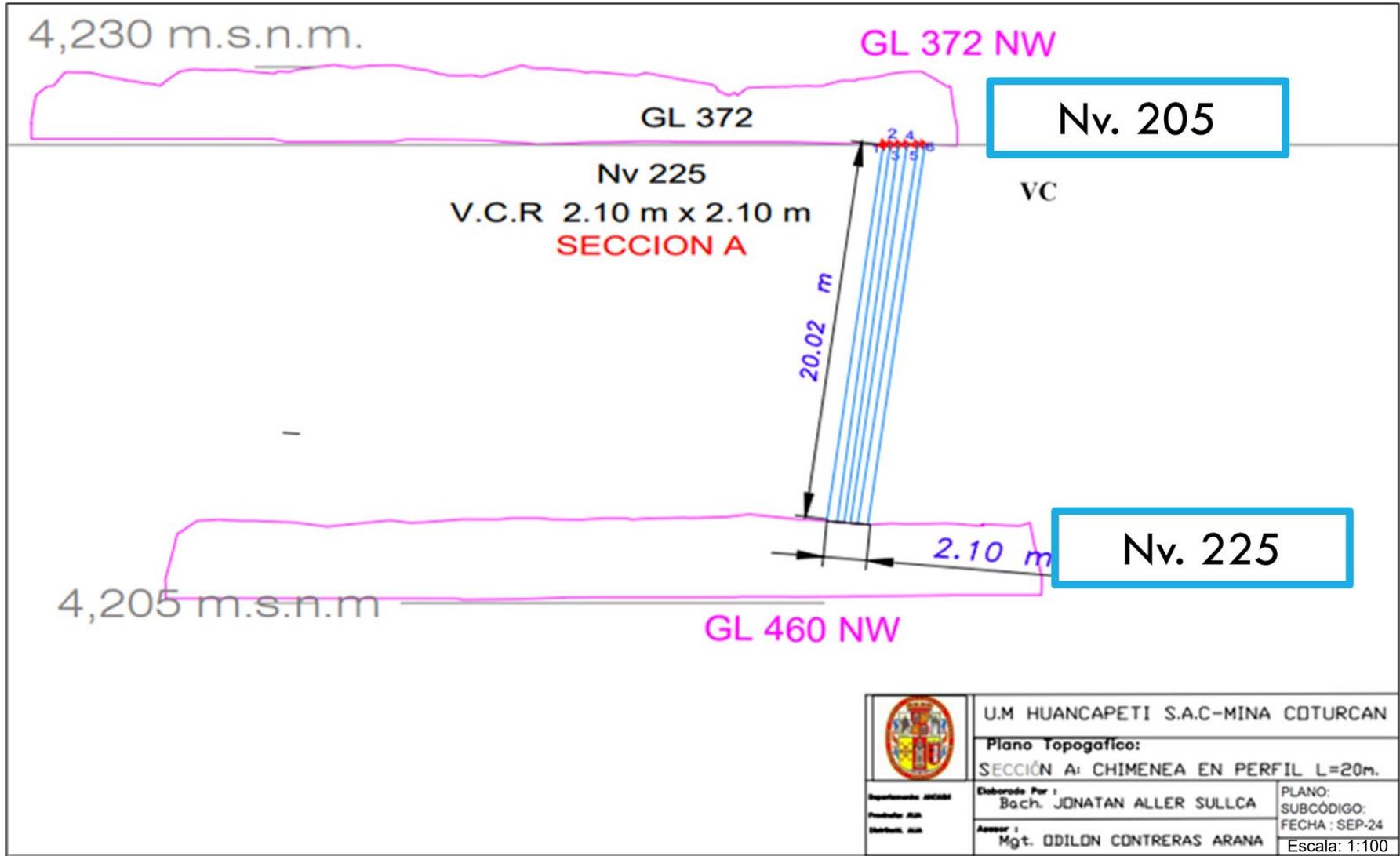
El ingreso a cada nivel es por rampa negativa de -15 %, sobre la rampa se inicia los niveles horizontales donde inician los accesos a los niveles, se desarrollan hacia el norte de las mismas, hasta conectar con la veta de donde se inicia las galerías de acceso y cruceros hacia la veta Coturcan

techo se construyen cada 40 metros generalmente, se propone construcción de chimeneas slot de producción.

Para la aplicación del método de hundimiento de sub niveles por taladros largos en la veta Coturcan es básicamente en blocks de mineral de 50 m x 20 m, para potencias menores, generalmente donde las potencias minables es de 1.50 metros hasta los 4.0 metros, la sección de los subniveles es de 3.50 metros x 3.50 metros, éstas son para el desplazamiento de los equipos de perforación y de limpieza (Scooptram).

Figura 16

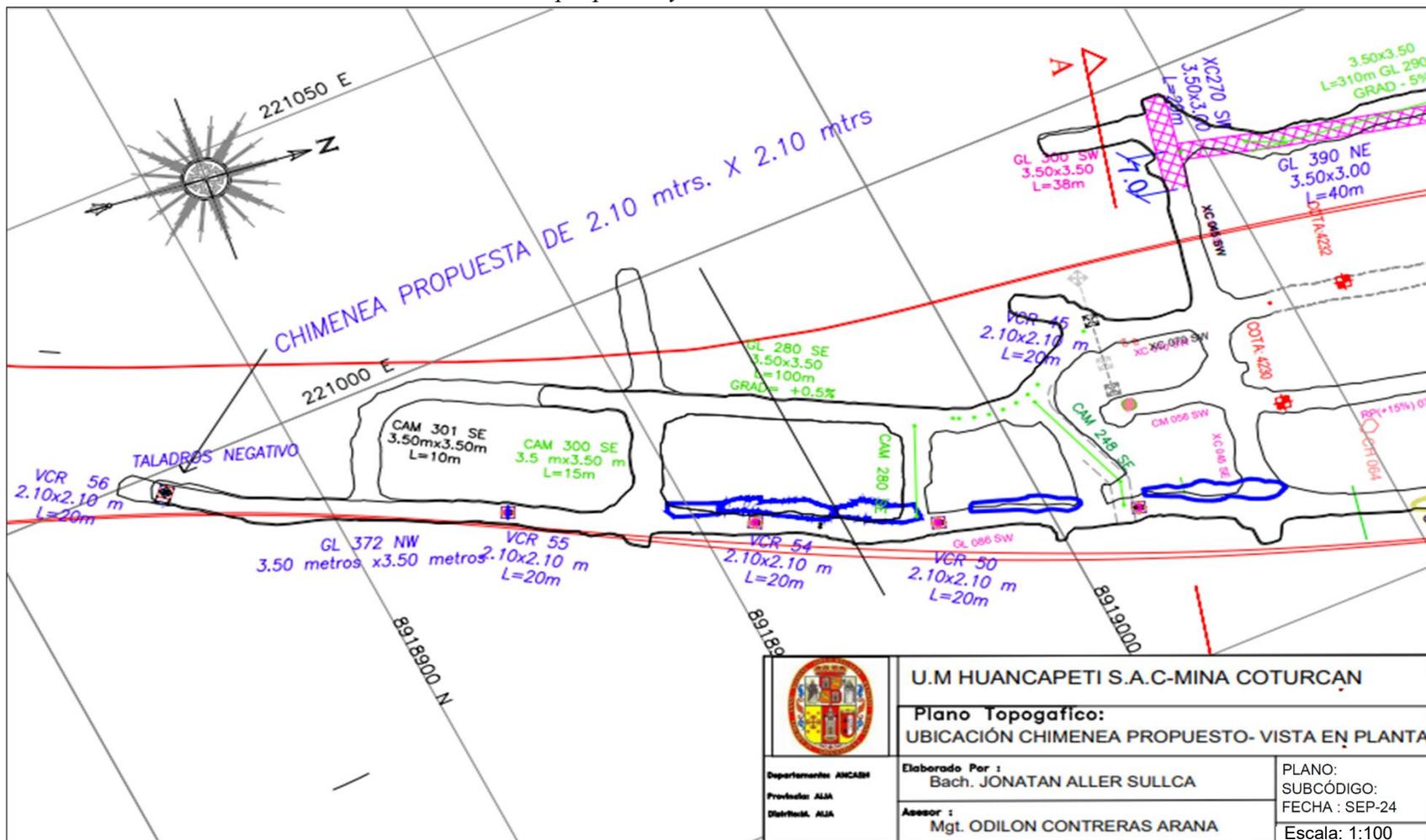
Vista en perfil de la chimenea V.C.R. 56, propuesto del Nv.205 al Nv.225



Fuente: Elaboración Propia

Figura 17

Vista en Planta de la ubicación de la chimenea propuesta y labores aledañas



Fuente: Elaboración Propia

Ciclo para el desarrollo de la chimenea por el método V.C.R. primer disparo o avance

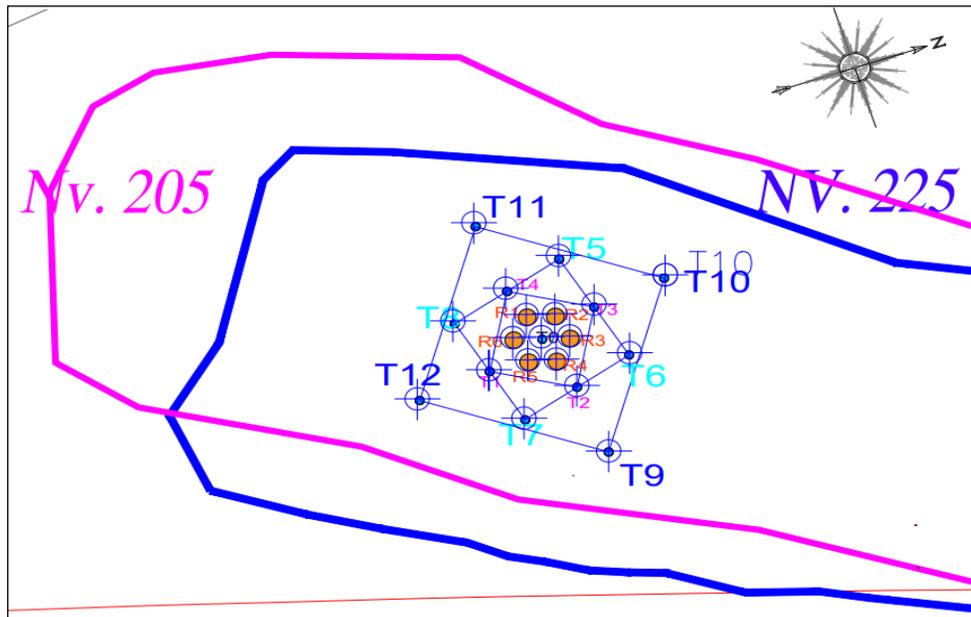
3.2.1.1. UBICACIÓN DE LOS PUNTOS DE PERFORACIÓN POR EL ÁREA DE TOPOGRAFÍA MINA

El área de topografía está encargada para la colocación o pintado de marcas para la perforación de la chimenea, para este trazado el topógrafo se ubica en el último punto conocido estacionando el equipo (estación total) y el ayudante topógrafo se ubica en el penúltimo punto topográfico para la vista hacia atrás y así poderse ubicar con exactitud ya sea en los hastiales, piso o techo.

El pintado de los puntos de perforación está registrado en la estación total por el topógrafo y solo confirma su orientación para el marcado respectivo a detalle en la labor con lo cual las referencias de los ejes en el piso y hastiales servirán como referencia para la perforación.

Figura 18

Ubicación y pintado puntos de perforación de la chimenea (Malla de perforación)



Fuente: Elaboración Propia

3.2.1.2. INSTALACIÓN DE SERVICIOS

El inicio de acondicionamiento en el área de perforación para la perforación de taladros negativos con Simba H-1354 Epiroc, es un equipo electrohidráulico de martillo en cabeza (COP 1838HD+), esta máquina perforadora requiere de energía eléctrica, para su funcionamiento, el cual lograra el arranque de la bombas para el sistema hidráulico y tiene un motor para la rotación, también requiere la instalación de aire y agua con presiones específicas en presiones para el barrido de detritus generado en la perforación negativa.

Estos servicios se aguan y aire se conectarán a partir desde las mangueras principales con empalmes de mangueras de 1" cada una para la perforación que se requerirá.

El servicio de energía eléctrica será instalado por el área de instalaciones eléctricas de mina, el cual entregará en cajas de distribución de energía electica para alimentar de energía a la simba y la iluminación en el área de trabajo.

Figura 19

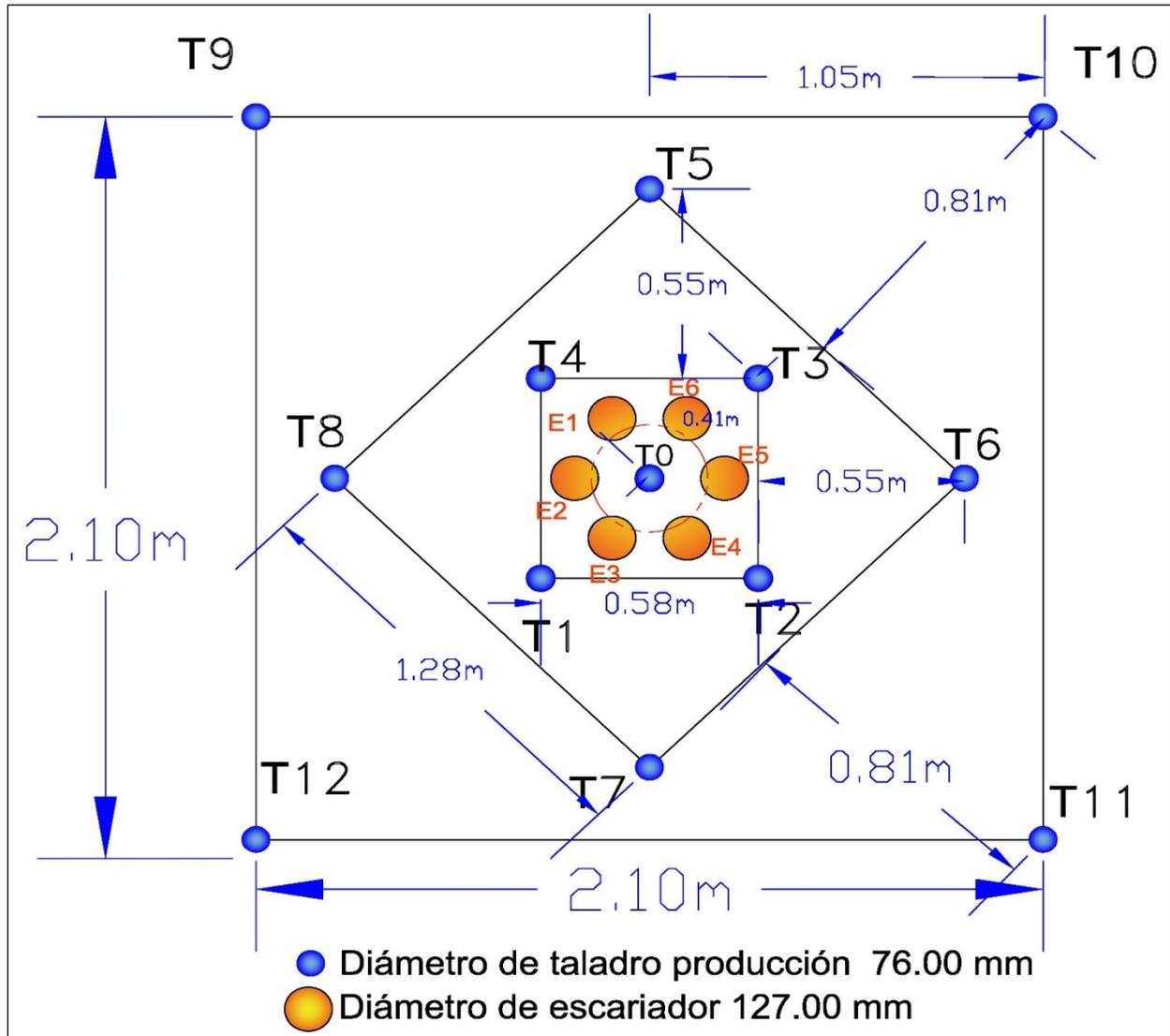
Instalación de servicios de energía eléctrica, aire y agua



Fuente: Elaboración Propio

Figura 20

Malla de perforación de la chimenea propuesta de sección 2.10 m x 2.10 m



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 9*V.C.R. 56 Propuesto desde el nivel 205 al nivel 225 de 2.10 m x 2.10 m de 20 metros*

| N° TALADROS | LONG. TALADRO | N° BARRAS | ANGULO | OBSERVACIÓN |
|--------------------|----------------------|------------------|---------------|--------------------|
| T0 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T1 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T2 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T3 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T4 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T5 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T6 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T7 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T8 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T9 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T10 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T11 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| T12 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Producción |
| SUB TOTAL | 260 metros | | | 13 taladros |
| E1 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Escariado |
| E2 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Escariado |
| E3 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Escariado |
| E4 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Escariado |
| E5 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Escariado |
| E6 | 20.00 m. | T45. | 85° | Tal. Escariado |
| SUB TOTAL | 120.00 metros | | | 6 taladros |
| TOTAL | 380.00 Metros | | 85° | 19 taladros |

Fuente: Elaboración Propia

3.2.1.2.1. EQUIPO DE PERFORACIÓN SIMBA H-1354 DE EPIROC

Es el equipo de perforación que será proporcionado para la perforación de los taladros largos negativos para la malla de perforación de la chimenea por el método V.C.R., para planes de perforación variables hace que se adapte a las necesidades el SIMBA H1354 Epiroc el cual posee

un estabilizador superior e inferior la cual mantiene estabilizado el deslizamiento para realizar el emboquillado y una perforación precisa.

Tabla 10

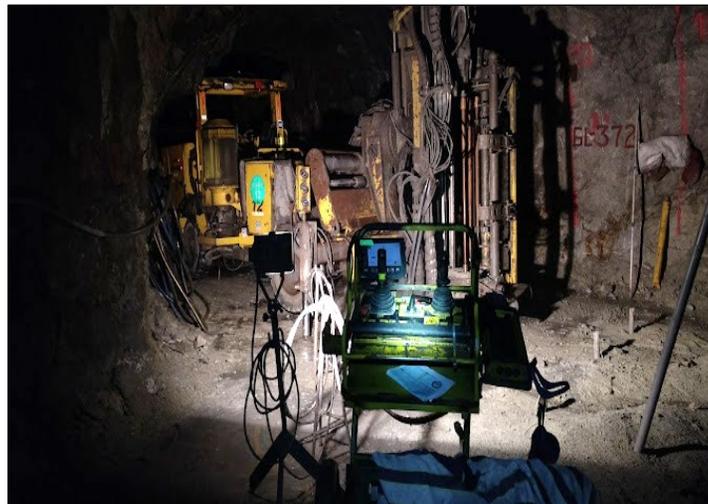
Parámetros de SIMBA H-1354 Epiroc

| | Unidad | Características |
|----------------------------------|----------------|---|
| Parámetros operacionales | | |
| Tipo de perforadora | Und. | Top hammer Radial – Parl. Verticales |
| Longitud de perforación | Metros | Hasta 20 metros en la unidad |
| Rendimiento | metros/hr. | 16.50 |
| Índice de perforación | TM/m | 10 a 12 |
| Parámetros de perforación | | |
| Malla de perforación | m x m | 2.10 x 2.10 |
| N° Taladros de producción | Und. | 13 |
| N° Taladros escariados | Und. | 6 |
| Burden | M | 0.41 |
| Diámetro de taladro producción | Milímetros | 89 mm y 76 mm |
| Diámetro taladro Escariado | Milímetros | 127 mm |
| Metros perforados/Guardia | Metros/Guardia | 123.75 |
| Utilización | % | 85 |

Fuente: Elaboración propia

Figura 21

Equipo de perforación en la chimenea con el método V.C.R. de sección 2.10 m x 2.10 m



Fuente: Propia

Figura 22

Perforación del taladro piloto y taladros de alivio o rimado



Fuente: Propia

Para realizar la perforación con Simba se debe tener consideraciones como inspeccionar área de trabajo o sector a perforar en referencia al tajeo según sea el caso, instalaciones, servicios y acondicionamiento del área para el desarrollo del trabajo. Cabe indicar que los trabajadores como el operario simba y ayudante simba deben verificar el estado de sus EPPs: mameluco con cinta reflectaria, botas de seguridad dieléctrico, casco con barbiquejo, anteojos, cinto minero, guantes, protección respiratoria contra polvo, protectores auditivos como corresponda, lampara minera y auto rescatador).

La inspección de equipos con un check list de equipo mecánico, la disponibilidad mecánica del equipo estará ajustada al departamento de mantenimiento, se verifica el estado de los aceros de perforación, herramientas y accesorios necesarios para el desarrollo de la tarea, para iniciar la perforación se debe bloquear área de trabajo colocando una cenefa a una distancia de 20 metros del lugar de trabajo como mínimo por estándar, para que ninguna persona que no esté autorizada

ingrese al área RESTRINGIDA, o solicitar ingreso. Una vez asegurado e inspeccionado el sector a perforar se procede a nivelar el equipo con los pies hidráulicos para luego energizarlo.

- **Aceros de perforación:** Para la perforación de los taladros largos está constituido por un adaptador de culata, barras normales T45 de 1.5 metros de longitud y una broca y la adición de tubo guía propuesto para tener mejores resultados en la desviación como se parecía en la imagen:

Los diámetros de perforación son:

- Broca retráctil + tubo guía T45 de 76 mm (Propuesta)
- Broca escariadora de 127 mm

Figura 23

Aceros de perforación (Broca retráctil T45 + tubo guía propuesto de 76 mm y broca escariadora de 127 mm)



Fuente: Propia

- **Proceso de perforación de los taladros largos**

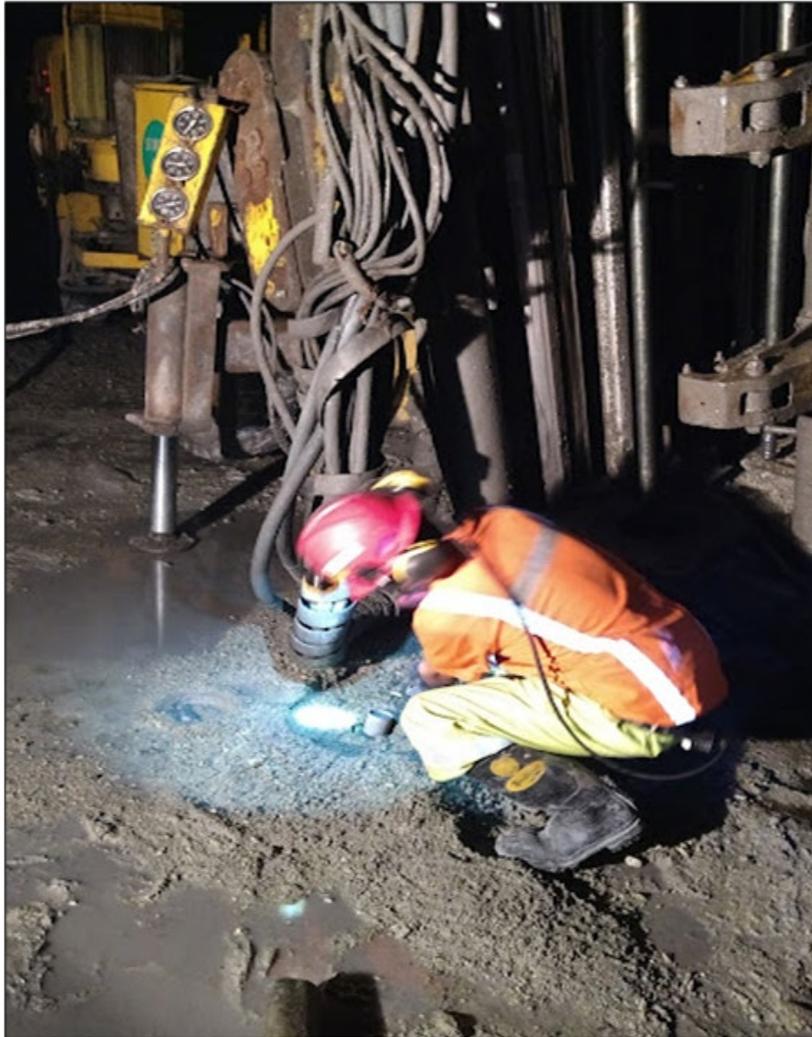
Instalado del equipo se procede al inicio de la perforación de taladros largos, el operador de simba ubica los puntos laterales (puntos topográficos) dejado por el área de topografía mina de cada fila a perforar, dado el diseño de perforación en el cual se posiciona el cual cuenta con láser a 0.88 metros de la mesa de perforación. El cual sirve al operario de referencia para realizar la reperfusión (reparo de taladros) en la misma posición que anteriormente perforo.

Al inicio se tiene dificultades para dar inicio la perforación, más conocido como emboquillado, en ciertas ocasiones se limpia el terreno con una pala manual y entuban los taladros con un tubo de PVC, se perfora a 102mm de diámetro una longitud 0.5 metros en promedio hasta llegar a material resistente, para luego proceder cambiar a la broca de 76 mm que es la longitud de diámetro del taladro con la cual se realiza la perforación.

El ayudante de Simba es el encargado de engrasar las roscas del adaptador de culata como también las barras para el proceso de acople y se profundice para evitar atascamientos entre barras, facilitando el desacople de barras cuando se recupere hacia el tren de barras.

Figura 24

Entubado con tubo de PVC los taladros perforados



Fuente: Propia

3.2.1.3. IDENTIFICACIÓN DE LOS TALADROS PERFORADOS CON FLEJES O NYLON

Después de terminado la perforación de los taladros negativos según diseño de chimenea, se identifica los taladros con flejes o nylon colocando en la punta un peso para así lograr descender por gravedad dentro del taladro hasta conectar con el nivel inferior, esto se hará para cada taladro para identificar todos los taladros y tener idea de ubicación con certeza de cada taladro por si se

tiene desviación de taladros, también cabe recalcar que la otra función del fleje es la colocación del taco inferior.

Figura 25

Identificación de los taladros perforados con los flejes en la perforación de la chimenea propuesta



Fuente: Propia

3.2.1.4. VOLADURA DEL PRIMER DISPARO DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA

Características específicas de carguío de la chimenea con el Método V.C.R.

- En las chimeneas negativas con el método V.C.R. nunca se dejará un último puente menor a 5 metros.
- Para la chimenea en el taladro piloto y producción se utilizará detonador no eléctrico de periodo corto.
- Todos los taladros deben tener un tapón para mejorar el confinamiento de la carga.

- La distribución de la carga en cada taladro de la chimenea de cara libre negativa es según gráfico. En el taladro piloto el iniciador debe ser de potencia de Emulnor de 5000, para roca dura y semidura, estos explosivos serán usados como Booster.

Para iniciar con el carguío de los taladros piloto y de producción se debe iniciar colocando los tacos inferiores y es la parte más esencial del método V.C.R., para la investigación presente se utiliza costal con material fino en forma de cilindro con un diámetro de 15 cm en promedio, en donde desde el nivel inferior el ayudante cargador de explosivos sujeta los tacos a los flejes suspendidos, una vez sujeta en el fleje el compañero da señal para izar el costal para que quede suspendido en el taladro, logrando sellar por completo, se tira le fleje atando en nuestro caso a la malla de fortificación o pernos puntuales de la labor.

Figura 26

Tapón de costal para sellar el taladro desde el nivel inferior



Fuente: Propia

a) Equipos, Explosivos y accesorios utilizados para el carguío y voladura de taladros negativos

- **Equipos:** Jetanol

- **Explosivos:** ANFO y Emulsión 5000 de 1 1/2" x 12"
- **Accesorios:** Faneles MS de 15 metros

Cordón detonante 5P

Mecha rápida y carmex de 9 pulgadas

b) Preparado de Cebos y Carguío de taladros

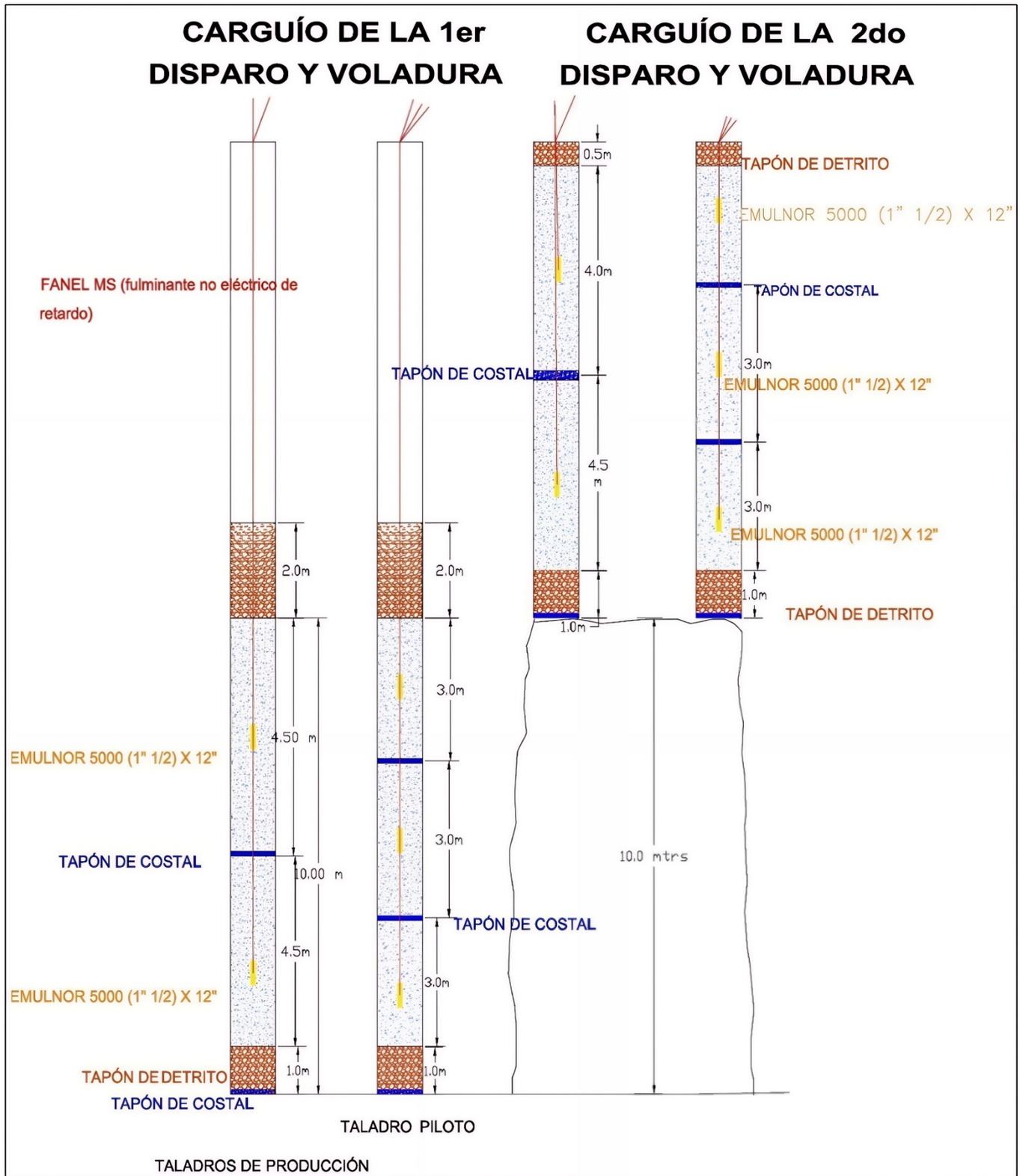
Se realiza la limpieza manual del área de trabajo, siempre teniendo en cuenta no bloquear los taladros, luego se baja los el cartucho cebado tratando que el fulminante coincida con el eje del cartucho y taponear el fondo del taladro comunicado con sacos de polietileno. Introducir los cebos en los taladros sin atacar.

Llenar la columna del taladro con ANFO u otro agente de voladura. Hacer uso de la tubería antiestática para medir la columna de cargo. Taponear los taladros con costalillos para mejorar la performance de la voladura.

Conectar las mangueras de los fulminantes no eléctricos con retardo (FANEL) al pentacord, en forma perpendicular. Amarrar el fulminante de la guía de seguridad al pentacord. Por prevención utilizar dos guías de seguridad. Conectar la mecha de ignición al conector de la guía de seguridad (Carmex) y dejar el extremo listo para chispear, Luego bloquear el área de la voladura "labor cargada". En las siguientes imágenes se observan las secuencias de salida de la chimenea por el método V.C.R. para nuestro caso de $RMR > 50$ obtenido en la investigación del presente trabajo.

Figura 27

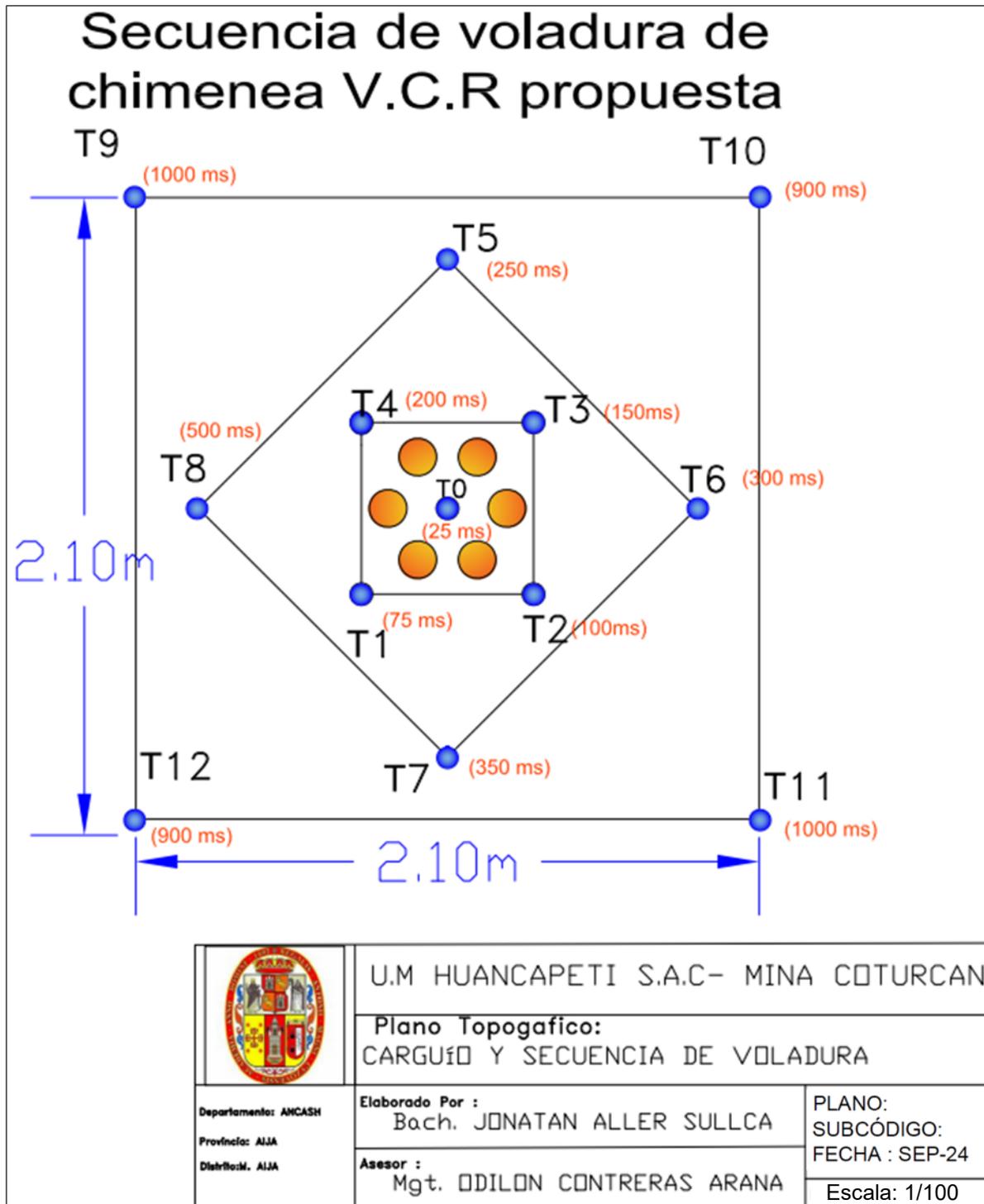
PROCESO DE CARGUIO DE TALADROS PARA EL 1er Y 2do DISPARO DE VCR 56



Fuente: Elaboración Propia

Figura 28

Cuadro de secuencia (Periodo Corto) de voladura a detalle para la voladura por disparo de la chimenea o VCR 56 propuesto



Fuente: Elaboración propia

Tabla 11*Esquema de carguío para cada disparo por taladros del V.C.R.*

| N° Taladros perforados | Longitud /disparo | Taco base | Taco superior | Longitud de carga | ANFO Kg/tal. | ANFO KG por secuencia | Emulnor 5000 1 1/2" x 12" | FANEL MS no eléctrico |
|---------------------------------------|------------------------------|----------------------|--------------------------|------------------------------|-------------------------|--------------------------------------|--|--------------------------------------|
| T0 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 8.30 | 3 | 3 |
| T1 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T2 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T3 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T4 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T5 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T6 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T7 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T8 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T9 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T10 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T11 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| T12 | 10.00 m | 1 m | 2 m | 9 m | 24.90 | 12.45 | 2 | 2 |
| TOTAL | 130 m | | | 117 | 323.7 | | 27 | 27 |

Fuente: Elaboración Propia**3.2.1.5. TAPADO DEL TACO SUPERIOR**

Una vez cargado los taladros, el taco superior se coloca con arena granulada en nuestro caso para completar la columna de cada taladro, esta columna es para evitar el soplado de los tiros en nivel superior por pérdida de energía.

La cantidad de material para 2 m aproximado, y de referencia tenemos el tubo PVC tal como se observa en la siguiente figura 47.

Figura 29

Tapado de taco superior con arena granulada



Fuente: Propia

3.2.1.6. DISPARO DE LA CHIMENEA

La conexión se hace uniendo todas las líneas descendentes que salen de los taladros (FANEL) al pentacord y utilizar por estándar de la minera dos guías de seguridad, conectar la mecha de ignición al conector de la guía de seguridad (Carmex) y chispear.

3.2.2. VENTILACIÓN DE LA CHIMENEA OBTENIDA DEL PRIMER DISPARO

La construcción de la chimenea por método V.C.R. del primer disparo o salida, trae gases propios de la voladura en la galería inferior GL-372 donde salió el material estéril, para lo cual es imprescindible la ventilación con ventiladores axiales de 10000 CFM en área de trabajo, tomando medidas de cantidad de oxígeno para asegurar las condiciones de trabajo, la respiración de los trabajadores, equipos LHD (Scootrams) y Dumpers, se realizó la medición del aire en frente (Ver tabla 12).

Tabla 12

Monitoreo de gases en la galería 372 después de la ventilación Mecánica

| Descripción | Cantidad | Unidad |
|--------------------|-----------------|---------------|
| O2 | 21.3 | % |
| CO | 25 | Ppm |
| NOx | 3.5 | Ppm |
| SH2 | 9.6 | Ppm |

Fuente: Elaboración Propia

Estos valores obtenidos están entre los valores Máximos y Mínimos permisibles, por ejemplo, el mínimo de oxígeno es de 19.5 %, el oxígeno obtenido en la galería o pie de chimenea es de 21.5 % por lo tanto estamos dentro del rango para realizar el trabajo en óptimas condiciones.

3.2.3. LIMPIEZA DEL MATERIAL DE LA VOLADURA

La realización o construcción de la chimenea por el método V.C.R. una vez realizada la primera etapa de la voladura se tendrá material o desmonte las cuales tiene que ser limpiada por maquinas LHD y transportadas hasta las cámaras de acumulación por Dumpers, desde el nivel inferior en este caso la galería 460 NW, cuando se realiza el primer disparo se debe retirar la carga para que se tenga el área vacío con lo cual se podrá realizar el segundo disparo, avanzando en retroceso hasta que se logre comunicar la chimenea con la labor superior (Ver fig. 30).

Se tiene el resumen del 1er disparo de construcción de la chimenea para 10 m de longitud por el método V.C.R. (Ver tabla 13).

Tabla 13

Resumen de tiempos del 1er disparo de construcción de la chimenea por el método V.C.R

| Actividad | Tiempo estimado(días) |
|---|------------------------------|
| Ubicación de la malla de perforación por el área de topografía e instalación de servicios | 0.5 |
| Perforación con Simba H-1354 Epiroc | 1.5 |
| Identificación de los taladros perforados con flejes o nylon | 0.06 |
| Tapado del taco inferior | 0.04 |
| Carga de explosivo en los taladros | 0.06 |
| Tapado del taco Superior | 0.02 |
| Amarre de cordón detonante | 0.07 |
| Voladura de la primera etapa de construcción | 0.25 |
| Ventilación de la chimenea obtenida de la primera etapa | 0.5 |
| Limpieza del material de la voladura | 1.5 |
| TOTAL | 4.5 |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 30

Vista de chimenea disparada del primer disparo



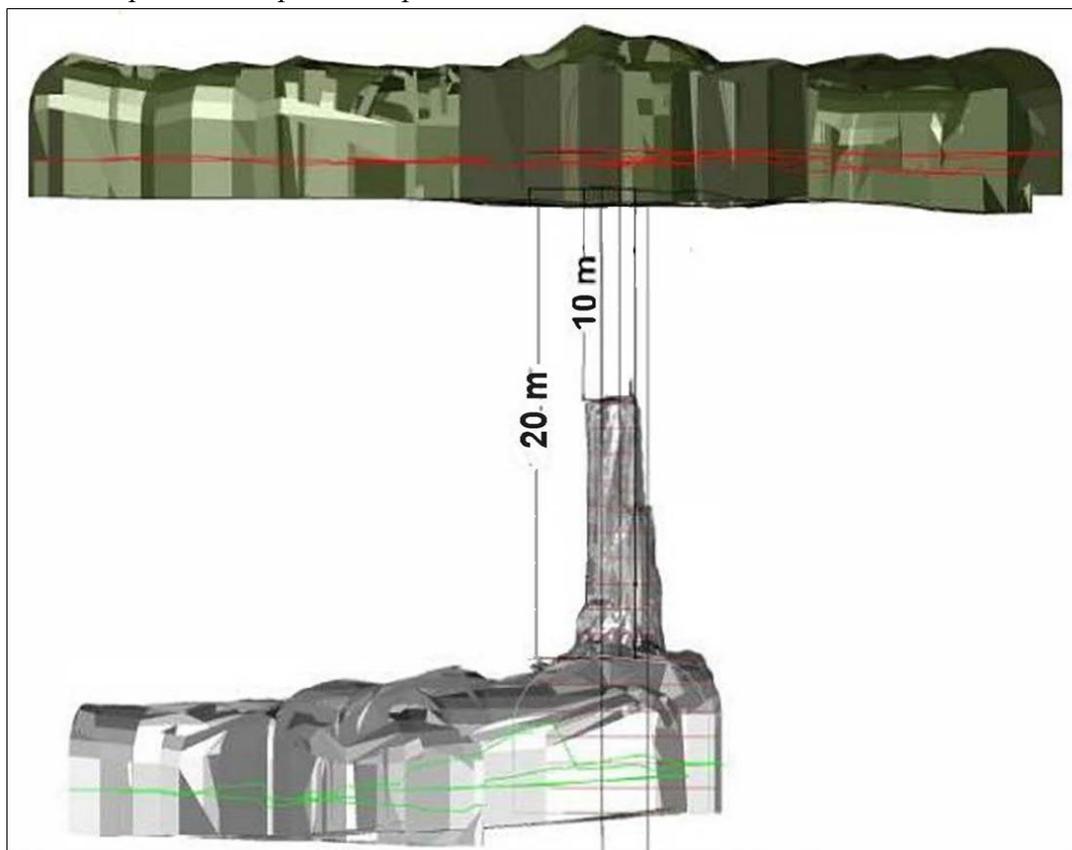
Fuente: Elaboración Propia

3.3. SEGUNDO DISPARO PARA LA CONSTRUCCIÓN DE LA CHIMENEA POR EL MÉTODO V.C.R

Luego del primer disparo de la chimenea (fig. 30) y su limpieza respectiva del material volado desde el nivel inferior se realiza el segundo disparo de la construcción tales como el acondicionamiento del área de trabajo, se vuelve a instalar el equipo Simba nuevamente, es aquí la importancia del láser que tiene incorporado el equipo para lograr ubicar las posiciones de los taladros donde se realizó las perforaciones y avanzar en retroceso, en la investigación se tuvo que repasar todos los taladros de trabajo, una vez terminada todos los repasos de taladros se realiza la segunda etapa con los mismos pasos de la primera etapa.

Figura 31

Salida de la primera etapa del disparo de la chimenea



Fuente: Elaboración propia

Tabla 14*Resumen de la construcción final de la chimenea*

| Resumen de la construcción de la chimenea por método V.C.R. | |
|--|------------------------------|
| Descripción | Tiempo estimado(días) |
| Construcción de chimenea del 1er disparo | |
| Acondicionamiento del área de trabajo (Nivel superior) | 0.5 |
| Perforación con Simba H-1354 Epiroc | 1.5 |
| voladura, carguío y otros | 1.25 |
| Ventilación y Limpieza de carga (Nivel Inferior) | 1.25 |
| Construcción de chimenea de la 2do disparo | |
| Acondicionamiento del área de trabajo (Nivel superior) | 0.1 |
| Repasado de los taladros perforados | 1 |
| Carguío, voladura y otros | 1.25 |
| Ventilación y Limpieza de carga (Nivel inferior) | 1.25 |
| Total | 8.5 |
| TOTAL, CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA | 8.5 días |

Fuente: Elaboración Propia**3.3.1. ANÁLISIS DE CONSTRUCCIÓN DE LA CHIMENEA POR V.C.R****3.3.1.1. TOTAL, DE METROS PERFORADOS**

En la construcción de la chimenea por V.C.R. se realizó un resumen de metros perforados y se detalla en la tabla 15, el total de taladros realizados en la chimenea lo constituye 13 taladros de producción y 6 taladros de alivio o rimados. Cabe recordar que se cambió el diámetro de taladro de 127 mm a 76 mm y el uso de broca retráctil más la adición de guía retráctil para que los taladros tengan desviaciones aceptables y no sobrepasen el margen de desviación.

Tabla 15*Resumen de perforación de la chimenea 2.10 m x 2.10 m en V.C.R.*

| Resumen de perforación de chimenea | | | |
|---|---------------|-------------------------------|----------------------------|
| Descripción | Und. | Taladros de Producción | Taladros Escariados |
| Diámetro de broca | Mm | 76 | 127 |
| Long. De perforación | Metros | 20 | 20 |
| Numero de taladros | Und. | 13 | 6 |
| Metros perforados | Metros | 260 | 120 |

Fuente: Elaboración propia

El total de metros perforados es de 380 metros, esta perforación se efectuó con 2 brocas, y con barras de 1.50 metros del nivel superior a nivel inferior, con un diámetro de 76 mm para brocas de producción y una broca escariadora de 127 mm.

3.3.1.2. REPORTE DE TIEMPO DE PERFORACIÓN /TALADRO

Tabla 16

Resumen de tiempos de la construcción de la chimenea

| Tiempo de construcción o perforación de taladros | | |
|---|----------------|-------------------------------------|
| Numero de taladro | Guardia | Tiempo de perforación (min.) |
| T0 | Dia | 52.20 |
| T1 | Dia | 68.30 |
| T2 | Dia | 72.50 |
| T3 | Dia | 56.50 |
| T4 | Dia | 58.50 |
| T5 | Dia | 69.80 |
| T6 | Dia | 57.70 |
| T7 | Noche | 70.90 |
| T8 | Noche | 55.50 |
| T9 | Noche | 71.90 |
| T10 | Noche | 69.20 |
| T11 | Noche | 68.50 |
| T12 | Noche | 55.90 |
| T1 Escariado | Dia | 68.40 |
| T2 Escariado | Dia | 76.10 |
| T3 Escariado | Dia | 69.50 |
| T4 Escariado | Dia | 60.90 |
| T5 Escariado | Dia | 72.50 |
| T6 Escariado | Dia | 63.20 |
| Total | | 1238.00 minutos |
| Promedio | | 65.16 min/taladro |

Fuente: Elaboración Propia

Para el cálculo del tiempo de perforación por taladro se toma los tiempos de los taladros de la chimenea en estudio del nivel 225 (superior) al nivel 205 (inferior).

En el campo se observó que la perforación promedio es de 65.16 minutos por cada taladro, cabe indicar que se tiene demoras o tiempos muertos:

- Ubicación de puntos topográficos de malla de perforación
- Ventilación deficiente
- Cambio de barras
- Engrasado de uniones
- Servicio de agua deficiente en mangueras, etc.

3.3.1.3. HORAS OPERATIVAS EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA CHIMENEA/DÍA

La minera trabaja dos guardias por día y están distribuidos en turno día y turno noche en el siguiente horario:

- Turno día: 7:00 a.m. – 6:00 p.m.
- Turno noche: 7: 00 p.m. – 6:00 a.m.

Estos turnos son de 11 horas, ya que una hora es de ventilación después de la voladura y por tener un régimen de trabajo de 2:1 las horas efectivas disminuyen considerablemente por muchos aspectos que se tiene dentro de la mina como las condiciones de área de trabajo, disponibilidad mecánica de equipos, retrasos en los servicios, mantenimiento, almuerzo, imprevistos, falta de comunicación con la guardia saliente y etc, se detalla en la siguiente tabla:

Tabla 16*Resumen de horas efectivas de trabajo reales por guardia*

| Guardia | Horas de turno | Almuerzo /descanso | Horas disponibles | Ingreso int. Mina | Reparto de guardia | Ingreso área de trabajo | Descanso imprevisto | Otros |
|--|-----------------------|---------------------------|--------------------------|--------------------------|---------------------------|--------------------------------|----------------------------|--------------|
| Dia | 11 | 1 | 10 | 0.40 | 0.25 | 0.20 | 0.25 | 0.45 |
| Noche | 11 | 1 | 10 | 0.45 | 0.30 | 0.25 | 0.20 | 0.40 |
| Promedio | | | | 0.64 | 0.48 | 0.48 | 0.47 | 0.43 |
| Horas | | | 10 | | | 2.5 | | |
| Total, horas operativas/Guardia | | | | | 7.5 | | | |

Fuente: Elaboración Propia

En la tabla 16. se observa que solo se tiene horas efectivas de trabajo de 8.37 horas por guardia, esto es fundamental para calcular los rendimientos reales y será de ayuda para calcular los análisis posteriores que se tiene en la propuesta de diseño de chimeneas por el método V.C.R.

3.4. COSTOS DE CONSTRUCCIÓN DE LA CHIMENEA PROPUESTO V.C.R.

La estructuración de costos en la construcción de la chimenea por el método V.C.R., se considera los costos directos y costos indirectos para el real costo del proyecto o investigación se determina costos con diámetro propuesto de 76 mm con broca retráctil y la incorporación de guía retráctil para un buen manejo en la perforación de taladros (desviación) de 2.1 m x 2.1 m, cabe indicar que el costo directo está relacionados a la propia construcción.

Los costos de la investigación darán a conocer y calcular KPI's de costo por metro de avance de la chimenea, estos están sujetos al cambio de tipo de cambio de dólar igual a \$/. 3.80.

3.4.1. COSTOS DE CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEA, UTILIZANDO LA BROCA DE 76

MM.

Tabla 17

Costo total de personal en la construcción de chimenea V.C.R.

| Descripción | Und. | Cant. | Horas de trabajo | Costo Unitario | Costo total |
|--|-------------|----------------|-------------------------|-----------------------|--------------------|
| | | (Pers.) | (Hras/tarea) | (US\$/Und.) | (US\$) |
| Operario Simba (Taladros Largos) | HH | 1.00 | 25.18 | 6.27 | 157.97 |
| Ayudante Simba | HH | 1.00 | 25.18 | 4.68 | 117.93 |
| Operario cargador/disparador | HH | 2.00 | 18.77 | 5.20 | 195.21 |
| Topógrafo | HH | 1.00 | 1.50 | 5.37 | 8.00 |
| Ayudante topógrafo | HH | 1.00 | 1.50 | 4.39 | 6.58 |
| Supervisor T. largos | HH | 1.00 | 3.78 | 6.37 | 24.03 |
| Mecánico- Electricista Simba | HH | 2.00 | 1.50 | 7.09 | 21.28 |
| Personal servicios | HH | 3.00 | 5.40 | 5.05 | 81.74 |
| Conductor camioneta mantenimiento | HH | 1.00 | 1.50 | 4.13 | 6.20 |
| Jefe de perforación y voladura | HH | 1.00 | 1.89 | 11.65 | 22.00 |
| Jefe de Guardia | HH | 1.00 | 3.78 | 9.60 | 36.24 |
| Inspector de seguridad | HH | 1.00 | 1.74 | 7.73 | 13.42 |
| Costo total de personal involucrado | | | | | 690.59 |

Fuente: Elaboración Propia

En la tabla 17. se observa el costo total del personal directo involucrado en la construcción de la chimenea de 20 metros, con diámetro de perforación de 76 mm y una escariadora de 127 mm, lo P.U incluyen los beneficios sociales.

Tabla 18

Costo total de aceros de perforación en la construcción de la chimenea por V.C.R.

| Descripción | Unidad | Vida Útil | Costo Unitario | Costo/PP | Pies Perf. | Costo/total |
|------------------------------------|--------|-----------|----------------|-----------|------------|----------------|
| | | (PP) | (US\$/Und.) | (US\$/PP) | (PP) | (US\$) |
| Barra SP T45-RD45 x 5' + Accesorio | P.P. | 1500.00 | 265.03 | 0.18 | 1246.72 | 220.28 |
| Broca Retráctil T45 x 76 mm | P.P. | 750.00 | 389.20 | 0.52 | 853.02 | 442.66 |
| Escariador T45 SVK de 127 mm | P.P. | 900.00 | 428.00 | 0.59 | 393.70 | 230.97 |
| Guía Retráctil MF-38C62 - 410 mm | P.P. | 1500.00 | 215.60 | 0.21 | 853.02 | 179.48 |
| Shank COP 1838/1638 X 435 mm | P.P. | 3500.00 | 278.68 | 0.11 | 1246.72 | 134.89 |
| Mango de acople | P.P. | 1750.00 | 78.23 | 0.04 | 853.02 | 38.13 |
| Sub total | | | | | | 1246.41 |
| otros y afilado (5%) | | | | | | 62.32 |
| Costo total de aceros | | | | | | 1308.73 |

Fuente: Elaboración Propia

Total de kilogramos de taladro piloto y producción: Para el cálculo de costos de explosivo y accesorios se tiene algunas consideraciones tales como el consumo de explosivo (ANFO) en la carga de fondo de taladros piloto y taladros de producción. Visto en la figura 19. de carguío de voladura de los taladros de tiene diámetro de taladro de 76 mm y una altura de taladros de 20 metros se tiene:

Consideramos densidad aparente de ANFO superfam dos según ficha técnica de Famesa explosivos en promedio 0.68 gr/cm³, por lo tanto:

$$\text{Kg ANFO/tal.} = 2.49 \text{ kg/m} \times 10 \text{ m}$$

$$\text{Kg ANFO} = 24.9 \text{ kg/ taladro}$$

Para calcular el total de ANFO para las dos etapas se tiene 13 taladros de producción perforados entonces:

$\text{Kg ANFO totales} = 24.9 \times 2 \text{ disparos} \times 13 \text{ tal.}$

$\text{Kg ANFO total} = 647.4 \text{ kilogramos de ANFO}$

Tabla 19

Costo total de explosivos y accesorios en la construcción de la chimenea

| Descripción | Unidad | Cantidad | Costo unitario (US\$/Und.) | Costo Total (US\$) |
|---|--------|----------|-------------------------------|-----------------------|
| ANFO (bls. x 25 kg.) | Kg. | 647.40 | 1.56 | 1354.69 |
| Emulnor 5000 1" 1/2 x 12" | Und. | 54.00 | 0.90 | 48.60 |
| Fanel ms (15 m) detonadores no eléctricos - periodo corto | Und. | 54.00 | 3.70 | 199.80 |
| Pentacorp 5P | M | 60.00 | 0.34 | 20.40 |
| Guías ensambladas Carmex de 7" | Und. | 2.00 | 1.09 | 2.19 |
| Sub total | | | | 1625.68 |
| Otros (2%) | | | | 32.51 |
| Costo de explosivos y accesorios de voladura | | | | 1658.19 |

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 20*Costo total de materiales y accesorios en la construcción de la chimenea V.C.R*

| Descripción | Unidad | Cantidad | P.U. | Costo total |
|------------------------------|--------|----------|-------------|---------------|
| | | | (US\$/Und.) | (US\$) |
| Manguera de hdpe 2" | m. | 70.00 | 1.54 | 107.80 |
| Manguera de hdpe 1/2" | m. | 70.00 | 1.32 | 92.40 |
| Tubo PVC | m. | 19.50 | 2.95 | 57.53 |
| Bolsa de polipropileno | Kg. | 12.00 | 2.10 | 25.20 |
| Bridas 2" | Und. | 4.00 | 1.88 | 7.52 |
| Accesorios de tubería | Glb | 1.00 | 3.20 | 3.20 |
| Mangas de ventilación de 30" | M | 50 | 1.75 | 87.50 |
| Cáncamos | Und. | 12 | 0.28 | 3.36 |
| Reflectores 500 watts | Und. | 4 | 13.5 | 54.00 |
| Sub Total | | | | 438.51 |
| Otros (5%) | | | | 21.93 |
| Costo de materiales | | | | 460.43 |

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 21*Costo total de equipos para la construcción de la chimenea*

| Descripción | Unidad | Cantidad | Costo | Costo total |
|----------------------------|---------|----------|-------------------------|----------------|
| | | | Unitario (US\$/Und.) | (US\$) |
| Simba Epiroc H-1354 | H.M. | 25.18 | 58.20 | 1465.48 |
| Scooptrams de R1600 G | H.M. | 7.85 | 38.96 | 305.84 |
| Ventilador de 30.000 CFM | Guardia | 8.00 | 20.00 | 160.00 |
| Cargador de anfo (Jetanol) | Guardia | 2.00 | 18.00 | 36.00 |
| Costo de equipos | | | | 1967.31 |

Fuente: Elaboración Propia

En la tabla 21. se debe considera el rendimiento de equipos como el de Simba de Epiroc H-1354 es de 60.42 pies por hora o 18.4 metros /hora, el rendimiento del equipo LHD (Scooptram R1600 G) es de 31.42 TM/hr para una distancia de 150 metros.

3.4.2. RESUMEN DE COSTOS TOTAL EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA CHIMENEA

PROPUESTA POR MÉTODO V.C.R.

Se presenta el resumen de los costos unitarios de cada proceso de la construcción de chimeneas por el método V.C.R. de sección de 2.1 m x 2.1 m, con calidad de roca regular III-A de RMR que promedio de 63, cabe indicar que se propone el cambio de diámetro a 76 mm de broca menor a la original y la adición de guía retráctil para controlar las desviaciones de taladros se adiciona un taladro piloto dentro de los taladros de alivio para asegurar la granulometría y secuencia de salidas de cada taladro cargado con explosivo, cabe indicar que se tiene 13 taladros cargados con ANFO, 6 taladros de alivio de 127 mm y accesorios propios de la voladura de taladros largos, se dispara en 2 etapas o disparos cada una de 10 metros.

Tabla 22

Costos totales de construcción de la chimenea propuesto por V.C.R. 56

| Descripción | Tipo roca regular III-A (US\$) |
|--|---|
| Costos Directos | |
| Costo total de personal involucrado | 690.59 |
| Costo total de aceros | 1308.73 |
| Costo de explosivos y accesorios de voladura | 1658.19 |
| Costo total de equipos | 1967.31 |
| Costo total de materiales | 460.43 |
| Total de costos directos | 6085.25 |
| Costos Indirectos | |
| Gastos Generales (15 %) | 912.79 |
| Imprevisto (7 %) | 425.97 |
| Utilidad (10 %) | 608.53 |
| Total de costos indirectos | 1947.53 |
| COSTO TOTAL (US\$) | 8032.28 |
| COSTO (US\$/metro) | 401.63 \$/m |

Fuente: Elaboración Propia

cuadrada de 2.10 metros por lado, con una longitud vertical total de 20 metros entre

3.5. DESARROLLO DE LA CONSTRUCCIÓN POR EL MÉTODO RAISE BORING

3.5.1. FASES OPERATIVAS DEL MÉTODO RAISE BORING

El método Raise Boring ha revolucionado la construcción de chimeneas en minería subterránea debido a su enfoque mecanizado, el cual elimina la necesidad de personal expuesto en el frente de trabajo y garantiza altos estándares de precisión y seguridad. Su aplicación es especialmente relevante para chimeneas de servicio fuera del tajeo, donde se requiere estabilidad estructural, bajo mantenimiento, geometría vertical perfecta y nula interferencia con la producción. El desarrollo de este método se basa en tres fases operativas claramente diferenciadas que deben ejecutarse con total rigor técnico.

Las tres fases del método Raise Boring se presentan en la siguiente tabla:

Tabla 23*Fases operativas del método Raise Boring*

| Fase | Descripción | Tiempo estimado (20 m) |
|------------------------------------|---|-------------------------------|
| Perforación piloto | Se realiza desde el nivel superior con broca de 9" a 12" (229–305 mm). Se guía electrónicamente. | 1.5 días |
| Instalación del reamer y escariado | En el nivel inferior se acopla una cabeza escariadora de 2.10 m. El reaming es ascendente. | 2.5 días |
| Limpieza del material roto | El material cae por gravedad. Se retira mediante scooptrams, winches o LHD según el espacio disponible. | 1 día |

Fuente: Elaboración Propia

Este procedimiento no genera voladura ni gases tóxicos, reduce significativamente la sobreexcavación y mejora la estabilidad del macizo al evitar microfracturas inducidas. Además, su control automatizado permite trabajar con una desviación geométrica menor al 0.1%.

El Raise Boring es una técnica sumamente eficiente para construir chimeneas de servicio con secciones típicas de 2.10 m, completando ciclos en 5 a 6 días, sin comprometer la seguridad del personal y asegurando precisión vertical con desviaciones inferiores a ± 2 cm. Esta secuencia de fases mejora la continuidad operativa y reduce los costos indirectos de mantenimiento.

3.5.2. DETALLES TÉCNICOS DEL SONDEO PILOTO Y REAMING ASCENDENTE

El éxito del Raise Boring depende de dos componentes técnicos fundamentales: el sondeo piloto y el escariado ascendente. Ambos procesos deben ser ejecutados con extrema precisión, ya que determinan la calidad final de la chimenea, su alineación, circularidad y resistencia estructural. Una ejecución deficiente de estas etapas comprometería no solo la verticalidad, sino también la funcionalidad posterior del ducto como vía para servicios permanentes.

El sondeo piloto se realiza desde la parte superior mediante una broca cónica. Esta atraviesa el macizo hasta la galería inferior, guiada por sistemas hidráulicos y sensores giroscópicos. Una vez alcanzado el nivel objetivo, se acopla desde abajo una cabeza escariadora circular que asciende rompiendo la roca sin necesidad de explosivos.

A continuación, se presentan los parámetros técnicos estándar:

Tabla 24

Parámetros técnicos del Raise Boring

| Parámetro | Valor típico | Observación técnica |
|--------------------------------|-------------------------|--|
| Diámetro de broca piloto | 9" a 12" (229 a 305 mm) | Depende del equipo y del tipo de roca. |
| Diámetro de escariado final | 2.10 m | Estándar para chimeneas de servicios mineros. |
| Desviación angular permitida | < 0.5° | Controlada con plataformas hidráulicas automáticas. |
| Precisión de alineación (20 m) | ±2 cm | Validada con instrumentos láser y sensores electrónicos. |
| Velocidad de escariado | 0.5 a 1.2 m/h | Depende del torque y compacidad del macizo. |
| Vibración inducida | < 1 mm/s | Compatible con estructuras sensibles; no genera fracturas secundarias. |

Fuente: Elaboración Propia

El diseño del reamer puede personalizarse según la abrasividad de la roca, con picas intercambiables, cuerpos reforzados y sistemas de lubricación automática. Además, los sistemas de torque variable permiten adaptar la fuerza de rotación en tiempo real.

El sondeo piloto y el escariado ascendente representan un proceso de altísima precisión, que supera ampliamente en control geométrico a cualquier método con voladura. Su ejecución

mecanizada y automatizada garantiza no solo la seguridad del proceso, sino también la calidad dimensional del vacío generado, fundamental para chimeneas que alojarán infraestructura crítica.

3.5.3. PARÁMETROS DE PRECISIÓN Y CONTROL DE ALINEACIÓN

El control de alineación vertical es una exigencia técnica indispensable en proyectos de chimeneas de servicio, ya que de ello depende la correcta instalación de tuberías, cables, ductos y el paso eficiente del aire comprimido o ventilación auxiliar. Una desviación superior al 1% comprometería la funcionalidad de estos servicios, provocando desgaste mecánico, esfuerzos torsionales y acumulación de materiales. El Raise Boring, por su diseño, ofrece uno de los más altos niveles de precisión en alineación.

El sistema Raise Boring trabaja sobre una plataforma que es nivelada electrónicamente con sensores digitales que ajustan en tiempo real el eje de perforación. Durante el escariado, se realizan controles cada 5 m mediante sondas electrónicas, registros de profundidad, alineadores ópticos y mediciones con láser vertical.

Los siguientes parámetros definen el desempeño geométrico:

Tabla 25*Control de precisión y alineación en Raise Boring*

| Aspecto de control | Indicador estándar | Significado / Implicancia |
|--------------------------------|---------------------------|--|
| Desviación lineal máxima | < 0.1% por metro | Para 20 m: ±2 cm. Permite alineación con precisión láser. |
| Tolerancia de escariado | ±3 cm | Diferencia entre diseño y resultado real en diámetro y forma. |
| Oscilación angular permitida | < 0.5° | Evita que la chimenea se curve o gire, asegurando eje recto. |
| Inspección de verticalidad | Cada 5 m | Permite corrección temprana si se detecta desalineación. |
| Repetibilidad en varios ciclos | > 95% precisión acumulada | En operaciones previas, se ha comprobado alineación perfecta en +95% de casos. |

Fuente: Elaboración Propia

La capacidad de control geométrico del Raise Boring es incomparable frente a métodos de voladura. Su precisión lineal inferior al 0.1% asegura un alineamiento vertical casi perfecto, lo que permite maximizar la eficiencia de los servicios instalados en la chimenea, reducir desgastes futuros y garantizar operaciones seguras y sostenidas en el tiempo.

3.5.4. EQUIPOS ESPECIALIZADOS Y REQUERIMIENTOS AUXILIARES

La correcta ejecución del método Raise Boring no solo depende del principio técnico del escariado ascendente, sino también de una logística de equipos adecuada que asegure precisión, seguridad y eficiencia operativa. En contextos subterráneos, donde los accesos son limitados y las condiciones del macizo rocoso pueden variar considerablemente, es indispensable contar con

maquinaria específica de alto desempeño y sistemas auxiliares robustos que permitan mantener la continuidad del proceso sin interrupciones.

La siguiente tabla detalla los principales componentes utilizados durante la ejecución de una chimenea Raise Boring de 20 metros de profundidad, así como sus especificaciones técnicas y funciones:

Tabla 26

Equipos y Requerimientos Auxiliares del Método Raise Boring – SBM 700SR

| Componente | Especificación Técnica | Función Principal |
|----------------------------------|--|--|
| Máquina Raise Boring (SBM 700SR) | Torque máximo: 214 kNm; fuerza de tracción: 3,390 kN; potencia instalada: 300 HP (224 kW); profundidad máxima operativa: 450 m; compatible con diámetros de perforación piloto de hasta Ø286 mm. | Realiza la perforación inicial y posterior escariado ascendente para la construcción de chimeneas verticales o inclinadas. |
| Plataforma o cimentación | No requiere cimentación. Posee tren de orugas con sistema de estabilización y nivelación hidráulica incorporado. | Permite instalación directa en el punto de trabajo, garantizando estabilidad sin estructuras adicionales. |
| Fuente de energía | Requiere conexión a red eléctrica trifásica industrial. Utiliza agua o aire comprimido para la operación del sistema de corte. | Suministra energía al equipo y a los sistemas hidráulicos de perforación y posicionamiento. |
| Cabeza escariadora (Reamer Head) | Cabezal intercambiable según el diámetro final requerido; equipado con picas de carburo de tungsteno para alta resistencia. | Fragmenta el macizo rocoso desde la base de la chimenea hacia arriba, ampliando el diámetro del pozo piloto. |

| | | |
|--------------------------------|--|---|
| Tubería de perforación | Barras de Ø254 mm y Ø286 mm, con longitud modular de 1.5 m (5 ft). Fabricadas para resistir tracción y torsión. | Transmiten la energía de rotación y empuje desde la máquina hasta el frente de perforación. |
| Sistema de movilidad | Plataforma con tren de orugas autopropulsado, velocidad de desplazamiento de hasta 3 km/h, pendiente máxima de trabajo: 15°. | Facilita el traslado autónomo del equipo entre frentes de trabajo sin requerir grúas. |
| Winche de soporte | Capacidad estimada mayor a 5 toneladas, utilizado para maniobras auxiliares con el reamer y tuberías. | Permite levantar y posicionar los componentes pesados de perforación. |
| Sistema de ventilación | Requiere conexión a ductos de ventilación forzada del túnel o equipos auxiliares como ventiladores axiales Ø600 mm. | Garantiza renovación del aire y evacuación del polvo generado durante la perforación. |
| Sistema de iluminación | Iluminación LED portátil con certificación IP65, resistente a humedad y polvo. | Asegura visibilidad adecuada durante las operaciones en interiores de mina. |
| Sistema de monitoreo y control | Sistema semiautomático con gabinete de control integrado, sensores de torque y ángulo, y pantalla de operación. | Supervisa parámetros críticos en tiempo real, permitiendo ajustes precisos y mayor seguridad. |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 32

Máquina Raise Boring Tumi SBM 700SR



Fuente: Tumi Raise Boring

Figura 33

Máquina Tumi SBM 700SR



Fuente: Tumi Raise Boring

Estos equipos son seleccionados de acuerdo con el diseño de la chimenea, las condiciones del yacimiento, y la política de seguridad interna. Una ventaja clara del Raise Boring es que su ejecución se centraliza desde un solo punto, minimizando la ocupación espacial y reduciendo riesgos por interferencia operativa.

La ejecución eficiente del Raise Boring requiere una infraestructura técnica avanzada, la cual garantiza precisión y continuidad operativa. La integración de sensores de control y plataformas automatizadas permite monitorear en tiempo real cada parámetro de operación, optimizando el rendimiento de la perforación y garantizando la seguridad del personal. Esta combinación de maquinaria especializada y sistemas auxiliares bien planificados convierte al Raise Boring en una solución integral para la construcción de chimeneas modernas.

3.5.5. TIEMPOS DE OPERACIÓN, LOGÍSTICA Y LIMPIEZA FINAL

El tiempo total requerido para ejecutar una chimenea mediante Raise Boring depende de la correcta planificación logística, la disponibilidad del equipo y la experiencia del personal. En comparación con métodos tradicionales que emplean perforación y voladura, el Raise Boring permite una ejecución más predecible y menos propensa a demoras por condiciones geotécnicas adversas, ya que no requiere evacuación post-voladura ni tratamiento de gases nocivos.

La siguiente tabla resume las principales actividades durante el ciclo completo de construcción de una chimenea de servicio de 20 metros, junto con la duración estimada y observaciones clave que deben considerarse para la gestión logística:

Tabla 27*Tiempos Estimados y Logística del Raise Boring (20 m)*

| Actividad | Duración Estimada (20 m) | Observaciones |
|---|---|--|
| Instalación y Limpieza de la zona de posicionamiento del equipo | 0.5 día | Incluye nivelación, verificación de seguridad y pruebas iniciales |
| Perforación del sondeo piloto | 1 días | Velocidad depende de la resistencia del macizo y el sistema de guiado |
| Montaje del reamer y escariado ascendente | 2 días | Proceso continuo, con control de torque e inspección geométrica progresiva |
| Limpieza del material roto | 1 día | Se realiza con ayuda de scooptrams o winches en el nivel inferior |
| Inspección y validación del eje | 0.5 días | Incluye escaneo láser, revisión de desviaciones . |

Fuente: Elaboración Propia

El tiempo total estimado para este proceso es de 5 días calendario, considerando una guardia de trabajo de 12 horas con dos turnos rotativos. Este plazo puede reducirse si se implementan cuadrillas paralelas para limpieza e inspección.

El método Raise Boring permite una calendarización técnica precisa, con actividades estructuradas que reducen la incertidumbre operativa. Su ejecución en menos de una semana representa un ahorro significativo frente a los 8.5 días que puede requerir el método VCR con voladura en la misma sección. Además, al eliminar procesos como la ventilación post-voladura o la necesidad de fortificación inmediata, se optimiza la logística interna y se mejora la disponibilidad de acceso para otras obras subterráneas.

3.6. COMPARACIÓN TÉCNICA ENTRE V.C.R. Y RAISE BORING

3.6.1. AVANCE LINEAL POR GUARDIA Y TIEMPO TOTAL DE EJECUCIÓN

El tiempo es uno de los factores más críticos en minería subterránea, especialmente cuando se trata de labores auxiliares como la construcción de chimeneas de servicio. Cualquier retraso en su ejecución puede afectar la ventilación, el transporte o la instalación de servicios esenciales para la continuidad operativa. Comparar el rendimiento en términos de velocidad de avance y tiempo total de ejecución entre los métodos V.C.R. y Raise Boring permite evidenciar las ventajas logísticas y operativas de cada técnica.

Tabla 28

Los principales indicadores comparativos:

| Criterio | Método V.C.R. | Método Raise Boring |
|-------------------------------------|---|---|
| Avance lineal por guardia | 2.0 m/día | 4.0 m/día |
| Tiempo total de ejecución (20 m) | 8.5 días | 5 días |
| Interrupciones operativas | Altas: ventilación, fortificación, voladuras | Mínimas: operación continua y mecanizada |

Fuente: Elaboración Propia

El Raise Boring demuestra una clara ventaja en productividad y reducción de tiempos de ejecución, permitiendo culminar una chimenea de 20 metros en aproximadamente la mitad del tiempo requerido por el método V.C.R., y con menor cantidad de interrupciones operativas.

3.6.2. PRECISIÓN GEOMÉTRICA Y DESVIACIÓN ACUMULADA

La precisión geométrica en la construcción de chimeneas es crucial para garantizar la instalación eficiente de sistemas de servicios (tuberías, cables, ductos). Una sección irregular o desviada puede generar pérdidas de caudal, problemas de drenaje o fricción mecánica innecesaria.

Tabla 29*comparación de la precisión de ambos métodos:*

| Criterio | Método V.C.R. | Método Raise Boring |
|-------------------------------|------------------------------|----------------------------|
| Desviación vertical acumulada | ±5 a ±10 cm | ±2 cm |
| Circularidad de la sección | Irregular, sujeta a voladura | Perfectamente circular |
| Presencia de sobreexcavación | Alta, hasta 10% adicional | Nula o <1% |

Fuente: Elaboración Propia

Raise Boring ofrece una calidad geométrica notablemente superior, minimizando sobreexcavaciones, asegurando secciones perfectamente cilíndricas y desviaciones milimétricas, lo cual lo hace ideal para chimeneas que funcionarán como ductos o galerías de servicios permanentes.

3.6.3. SEGURIDAD OPERATIVA Y EXPOSICIÓN DEL PERSONAL

La seguridad del personal en minería subterránea es una prioridad absoluta. Las técnicas constructivas deben minimizar la exposición directa al frente de trabajo, especialmente en zonas confinadas o con condiciones geotécnicas inestables.

Tabla 30*Se detallan los riesgos relativos de cada método:*

| Criterio | Método V.C.R. | Método Raise Boring |
|---------------------------------------|--|----------------------------|
| Exposición directa del personal | Alta, presencia constante en frente | Nula, operación remota |
| Presencia de gases | Sí, requiere ventilación post-voladura | Nula |
| Riesgo de derrumbes durante ejecución | Medio-Alto | Bajo |

Fuente: Elaboración Propia

Raise Boring sobresale en términos de seguridad, al eliminar completamente la exposición del personal en el frente de excavación y evitar la generación de gases explosivos, convirtiéndolo en la opción más segura para proyectos de chimeneas en ambientes confinados o de difícil acceso.

3.6.4. ADAPTABILIDAD A CONDICIONES GEOTÉCNICAS LOCALES

Las condiciones del macizo rocoso determinan la viabilidad de cada método. La adaptabilidad de la técnica a zonas fracturadas, alteradas o con presencia de fallas estructurales puede afectar la estabilidad de la excavación, la necesidad de fortificación y la calidad final de la chimenea.

Tabla 31

resume la respuesta de ambos métodos ante distintas condiciones del terreno:

| Criterio | Método V.C.R. | Método Raise Boring |
|-------------------------------------|--|--|
| Condiciones del macizo rocoso | Aceptable en roca media a dura | Requiere macizo competente y homogéneo |
| Reacción a discontinuidades | Puede inducir fracturamiento adicional | Mínima alteración estructural |
| Flexibilidad ante cambios de diseño | Alta | Baja (alineación fija) |

Fuente: Elaboración Propia

El método V.C.R. ofrece mayor flexibilidad ante condiciones geotécnicas variables, mientras que Raise Boring requiere un entorno rocoso más competente para su ejecución. Sin embargo, cuando las condiciones son favorables, Raise Boring proporciona una excavación más limpia, precisa y segura.

3.7. ANÁLISIS ECONÓMICO COMPARATIVO

3.7.1. DESGLOSE DE COSTOS DEL MÉTODO V.C.R. POR COMPONENTE

El método V.C.R. (Vertical Crater Retreat), aunque tradicional en muchas operaciones mineras, implica una serie de costos operativos fragmentados que deben ser evaluados integralmente. Los costos directos por perforación, voladura y fortificación se suman a otros

componentes como limpieza, ventilación y supervisión, que no siempre son evidentes en una primera instancia.

A continuación se detalla el desglose de costos por cada componente en la ejecución de una chimenea de 20 metros de profundidad:

Tabla 32*Costos del Método V.C.R.*

| Componente | Costo estimado (USD) | Observación |
|--|-----------------------------|--|
| Costos Directos | | |
| Mano de obra y supervisión | 690.59 | Perforistas, ayudantes y supervisores por turno |
| Aceros de perforación | 1,308.73 | Barras, brocas, acoples, lubricantes |
| Explosivos y accesorios | 1,658.19 | ANFO en columna y cartuchos de emulsión encartuchada (Emulnor 5000) como iniciador |
| Equipos (Simba, Scooptram, ventilación) | 1,967.31 | Costos operativos diarios, ventilación y carga de explosivos |
| Materiales y accesorios | 460.43 | Mangueras, tuberías HDPE, marcos, iluminación, sostenimiento básico |
| Subtotal costos directos | 6,085.25 | |
| Costos Indirectos | | |
| Gastos generales (15%) | 912.79 | Administración, transporte interno, soporte logístico |
| Imprevistos (7%) | 425.97 | Riesgos operativos, condiciones geomecánicas adversas |
| Utilidad del contratista (10%) | 608.53 | Margen aplicado sobre costos directos |
| Subtotal costos indirectos | 1,947.53 | |
| Costo total estimado | 8,032.78 | Para una longitud ejecutada de 20 metros |
| Costo unitario por metro lineal (USD/m) | 401.63 | Costo integral con costos directos e indirectos incluidos |

Fuente: Elaboración Propia

Total estimado: 8,032.78 USD

El método V.C.R. implica un menor costo total inicial que Raise Boring, pero concentra más riesgos operativos, dependencia del personal y mayores interrupciones, lo cual puede influir en el costo real total si se presentan fallas o retrasos.

3.7.2. DESGLOSE DE COSTOS DEL MÉTODO RAISE BORING POR COMPONENTE

El método Raise Boring, al ser altamente mecanizado, demanda una inversión significativa en equipos y personal técnico, pero a su vez ofrece una ejecución continua y segura, con menor exposición de personal y reducción de imprevistos logísticos. Se muestra a continuación el desglose económico para una chimenea de 20 metros con Raise Boring:

Tabla 33

Costos del Método Raise Boring

| Componente | Costo Estimado (USD) | Observación |
|-----------------------------------|----------------------|--|
| Costos Directos | | |
| Perforación del sondeo piloto | 3500 | Requiere precisión |
| Cabeza escariadora y escariado | 5800 | Costo elevado, pero reutilizable |
| Monitoreo y control automático | 900 | Sistema de sensores y visualización en tiempo real |
| Limpieza del material desprendido | 2000 | Por caída natural, requiere menor esfuerzo que en V.C.R. |
| Personal técnico especializado | 2700 | Menor cantidad, pero mayor calificación técnica |
| Logística y soporte externo | 1300 | Incluye hotelería, transporte y alimentación |
| Costo Total Directo | 16200 | |
| Costos Indirectos | | |
| Gastos Generales (15 %) | 2430 | |
| Imprevisto (7 %) | 1134 | |
| Costo Total Indirecto | 3564 | |
| Costo Total | 19764 | |

Fuente: Elaboración Propia

Total estimado: 19764 USD

Raise Boring presenta un mayor costo directo por su complejidad técnica y necesidad de personal especializado. Sin embargo, la reducción en tiempo de ejecución, mayor seguridad y precisión hacen que la inversión esté justificada para proyectos donde la continuidad y confiabilidad son prioritarios.

3.7.3. COSTOS INDIRECTOS Y LOGÍSTICOS ASOCIADOS

Los costos indirectos frecuentemente representan un porcentaje significativo del presupuesto total, especialmente en entornos subterráneos donde la logística es compleja. Esto incluye consumo energético, servicios auxiliares, disponibilidad de equipos, sobretiempos, y costos por pérdida de oportunidad.

- Método V.C.R.: mayores requerimientos de ventilación, fortificación inmediata, y reingresos tras cada voladura incrementan los costos logísticos. Además, la variabilidad de los tiempos incrementa el riesgo de retrasos.
- Raise Boring: presenta una logística más centralizada, menor necesidad de movimiento de personal y materiales durante la operación, y menos costos imprevistos por paralizaciones.

Aunque ambos métodos presentan costos logísticos, el Raise Boring permite una mejor previsibilidad del gasto y menor impacto en los costos indirectos, especialmente en proyectos con múltiples frentes simultáneos.

3.7.4. COSTO UNITARIO POR METRO LINEAL DE CHIMENEA CONSTRUIDA

El análisis del costo unitario por metro lineal es fundamental para estimar la rentabilidad y viabilidad de un proyecto de infraestructura subterránea. Este valor resume la eficiencia técnico-económica de cada método y sirve como parámetro de comparación directa.

Tabla 34*Costo Unitario por Metro Lineal*

| Método | Costo Total por 20 m (USD) | Costo Unitario por metro (USD/m) |
|---------------|-----------------------------------|---|
| V.C.R. | 8,032.78 | 401.63 |
| Raise Boring | 19,764.00 | 988.20 |

Fuente: Elaboración Propia

Aunque el método V.C.R. resulta más económico por metro lineal, el Raise Boring ofrece mayores beneficios técnicos, de seguridad y continuidad operativa. La elección final dependerá del objetivo funcional de la chimenea (servicio permanente, precisión, entorno geotécnico).

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. SÍNTESIS DE RESULTADOS OBTENIDOS

La presente investigación ha permitido evaluar de manera exhaustiva los aspectos técnicos, operativos y económicos de dos métodos ampliamente utilizados para la construcción de chimeneas en minería subterránea: el Vertical Crater Retreat (V.C.R.) y el Raise Boring. Este análisis se enfocó en chimeneas de servicio, las cuales tienen la función esencial de alojar líneas de aire comprimido, cables eléctricos, sistemas de drenaje, y ductos de ventilación auxiliar. Dada la función crítica de estas estructuras, es imprescindible que el método de construcción seleccionado asegure un equilibrio entre costos, tiempo, precisión, seguridad y adaptabilidad al macizo rocoso.

Los resultados se sintetizan en tres apartados fundamentales: la comparación técnica-económica de ambos métodos, la identificación de los parámetros críticos que influyen en su elección, y las implicancias operativas que derivan de estos hallazgos para futuras aplicaciones en proyectos mineros.

4.1.1. TABLA COMPARATIVA TÉCNICA-ECONÓMICA DE AMBOS MÉTODOS

La comparación directa entre métodos de excavación requiere la construcción de una matriz técnica-económica que permita contrastar en simultáneo variables como velocidad de avance, costos por metro lineal, precisión geométrica, seguridad del personal y requisitos del entorno geomecánico. Esta tabla representa la síntesis cuantitativa y cualitativa de todos los datos procesados durante la investigación.

Tabla 35*Comparativa que resume los principales indicadores:*

| Criterio Evaluado | Método V.C.R. | Método Raise Boring |
|--------------------------------------|-------------------------------------|--------------------------------------|
| Avance diario estimado | 2 metros por día | 4 metros por día |
| Tiempo total para 20 m de chimenea | 8.5 días | 5 días |
| Costo total estimado (20 m) | USD 8,032.78 | USD 19764 |
| Costo unitario (USD/m) | USD 401.63 | USD 988.20 |
| Desviación geométrica promedio | ±10 cm | ±2 cm |
| Forma de la sección | Irregular, con sobreexcavación | Circular perfecta |
| Requerimientos geotécnicos | Flexibilidad ante roca fracturada | Requiere macizo competente |
| Exposición del personal | Alta (perforistas, ayudantes, etc.) | Nula (operación remota) |
| Necesidad de fortificación inmediata | Sí (pernos, malla) | Generalmente no necesaria |
| Nivel de automatización | Bajo | Alto (sensorización, control remoto) |
| Impacto ambiental/subterráneo | Mayor (explosivos, gases) | Menor (sin voladura) |

Fuente: Elaboración Propia

La tabla evidencia que el método Raise Boring supera en la mayoría de indicadores técnicos al V.C.R., aunque a un mayor costo operativo. Por ello, su elección dependerá de los objetivos del proyecto: si se prioriza velocidad, precisión y seguridad, Raise Boring es la alternativa preferible.

En cambio, si el factor económico inmediato es el más determinante y el entorno lo permite, el método V.C.R. puede seguir siendo una opción viable.

4.1.2. PRINCIPALES PARÁMETROS CRÍTICOS IDENTIFICADOS

Durante el desarrollo de la investigación, se identificaron varios parámetros que tienen un peso decisivo al momento de elegir entre los métodos evaluados. Estos parámetros no solo influyen en los resultados inmediatos de la excavación, sino que también repercuten en el mantenimiento, funcionalidad y sostenibilidad de la chimenea construida durante toda su vida útil.

Los cinco parámetros más determinantes son los siguientes:

- **Precisión Geométrica de Excavación:** Vital para garantizar que los servicios alojados dentro de la chimenea (ductos, cables, tuberías) operen sin interferencias ni fricciones. Raise Boring logra una desviación menor a ± 2 cm, ideal para chimeneas técnicas; el V.C.R. puede presentar deformaciones que afectan la instalación posterior.
- **Condiciones del Macizo Rocoso:** Mientras el V.C.R. tolera macizos con fracturas, alteraciones o rellenos, Raise Boring requiere un macizo competente, homogéneo y con buena calidad estructural para evitar desvíos o bloqueos de la cabeza escariadora.
- **Tiempo de Ejecución:** Fundamental en minas que operan con múltiples turnos o donde las chimeneas deben habilitarse antes de continuar con el desarrollo de otros frentes. Raise Boring puede reducir hasta en un 50% el tiempo total.
- **Riesgo para el Personal:** El estándar de minería moderna exige reducir al mínimo la exposición de los trabajadores. V.C.R. implica una exposición constante en

ambientes con polvo, gases y riesgo de caída de rocas, mientras que Raise Boring se ejecuta con operación remota desde superficie o galerías anexas.

- **Costo Total y Unidad Económica por Metro Lineal:** Aunque el V.C.R. es más económico por metro, sus riesgos, imprecisiones y retrasos pueden encarecer el costo total no visible inicialmente.

Estos cinco parámetros actúan como factores limitantes y, a su vez, como indicadores guía para definir la viabilidad técnica de cada método. Su análisis conjunto permite adoptar decisiones estratégicas alineadas con la política de seguridad, eficiencia y sostenibilidad de cada operación minera.

4.1.3. IMPLICANCIA OPERATIVA DE LOS RESULTADOS PARA FUTURAS

CHIMENEAS DE SERVICIO

Más allá del análisis puntual de costos o velocidades de ejecución, es necesario extrapolar los resultados al plano operativo y estratégico. La implicancia real de esta investigación se mide en cómo estas conclusiones pueden traducirse en mejoras prácticas, planificación a largo plazo y estandarización de métodos constructivos en futuras chimeneas.

- En minas de gran escala y con infraestructura permanente, el Raise Boring se perfila como el estándar ideal. Su precisión y seguridad justifican su costo, especialmente cuando se construirán múltiples chimeneas o se necesita un alto grado de confiabilidad estructural.
- En proyectos de menor escala o con presupuestos ajustados, el método V.C.R. seguirá siendo una herramienta útil siempre que se controle adecuadamente la calidad del macizo y se gestione el riesgo operativo.

- En términos de planificación minera, el uso de Raise Boring permite un modelado predictivo más certero, facilitando la secuencia de instalación de servicios, ventilación y drenaje. Además, la menor interferencia con otras operaciones facilita su integración en cronogramas más ambiciosos.
- La información generada puede incorporarse a un sistema de toma de decisiones multicriterio, que evalúe simultáneamente costo, riesgo, tiempo y calidad, permitiendo a los ingenieros de planeamiento elegir el método más adecuado para cada zona de la mina.

Las implicancias de esta investigación van más allá de una comparación entre dos métodos; representan una herramienta estratégica para optimizar los procesos constructivos, reducir los riesgos inherentes a la minería subterránea y estandarizar criterios técnicos que mejoren la eficiencia global de los proyectos. Esta síntesis de resultados respalda la evolución hacia una minería más segura, precisa y moderna.

4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.2.1. *COMPARAR TÉCNICA Y ECONÓMICAMENTE LOS MÉTODOS RAISE BORING Y VCR EN LA CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS EN LA MINA COTURCAN.*

El análisis económico detallado permitió identificar que el método V.C.R. continúa siendo una alternativa más económica en términos de costo unitario, con USD 401.63/m, en comparación con el método Raise Boring, cuyo costo asciende a USD 988.20/m. Si bien Raise Boring requiere mayor inversión, también ofrece mayor precisión, menor exposición de personal y automatización del escariado, factores que deben ponderarse junto al aspecto económico para una toma de decisiones técnica integral.

Esta ventaja económica del método VCR se justifica por su dependencia de equipos convencionales (jumbos de perforación, winches, herramientas de fortificación), que ya están disponibles en la operación y no requieren el traslado ni montaje de equipos pesados o especializados, como es el caso del Raise Boring. Además, el VCR permite una secuencia constructiva más flexible, adaptada a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

Este hallazgo guarda correspondencia con lo reportado por Arocutipá (2015), quien encontró que el uso de plataformas metálicas (P.E.M.) en la construcción de chimeneas permitió reducir el costo por metro lineal en un 23 %, frente al método convencional con puntales de madera en la mina San Rafael. De igual forma, en el estudio de Mejía y Navarro (2021), se concluyó que la prefactibilidad de un pique vertical depende en gran medida del ahorro en maquinaria y recursos de sostenimiento, siendo más rentable cuando se usan métodos convencionales bajo condiciones geomecánicas favorables.

En consecuencia, se valida plenamente el primer objetivo específico, al demostrarse que el método VCR resulta técnica y económicamente más adecuado para minas de mediana envergadura como Coturcan, donde la eficiencia de costos es crítica para la sostenibilidad operativa.

4.2.2. ANALIZAR LA PRODUCTIVIDAD EN METROS LINEALES POR DÍA DE AMBOS MÉTODOS, CONSIDERANDO CHIMENEAS DE 20 METROS

Con base en los datos obtenidos en campo, el método Raise Boring ejecutó una chimenea de 20 metros en 5 días, alcanzando una productividad de 4.00 metros por día. Por su parte, el método VCR completó la misma longitud en 8.5 días, con un rendimiento de 2.00 metros diarios. Este análisis revela que el Raise Boring duplicó el rendimiento del VCR, presentando una productividad 100 % superior

Esta diferencia en velocidad de ejecución se explica por la naturaleza continua y mecanizada del Raise Boring. Al eliminar fases como voladura, ventilación post-disparo y limpieza por gravedad o winche, el ciclo de trabajo se simplifica, permitiendo perforar desde superficie sin interrupciones por seguridad o logística interna. El método cuenta con un alto grado de automatización y precisión, que favorece el avance sostenido y reduce el riesgo humano.

Según Vílchez Córdova (2015), los métodos mecanizados como Alimak o Raise Boring pueden incrementar la velocidad de ejecución hasta en un 80 % comparado con métodos convencionales, siempre que se disponga de logística adecuada para el montaje de equipos. Esta evidencia empírica concuerda con los datos obtenidos en Coturcan, donde el Raise Boring mostró su potencial en términos de rapidez, aunque con costos significativamente más altos.

No obstante, si bien el VCR es más lento, ofrece una estructura de operación más flexible y accesible para minas medianas. Utiliza equipos convencionales y personal entrenado en procesos estándar como perforación, carguío y limpieza, sin depender de maquinaria especializada. Esto se traduce en menores costos directos, como se demostró en el primer objetivo específico.

Con este análisis, se valida el segundo objetivo específico, concluyendo que el Raise Boring es superior en términos de productividad diaria, pero que esta ventaja debe analizarse en conjunto con los factores de costo, disponibilidad tecnológica y planificación minera. En contextos donde la infraestructura es limitada, el VCR continúa siendo una alternativa viable y sostenible.

4.2.3. ESTABLECER LA METODOLOGÍA TÉCNICA Y ECONÓMICA MÁS ADECUADA PARA LA CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS EN LA MINA COTURCAN

La integración de los resultados técnicos (mayor productividad diaria) y económicos (menor costo por metro) conduce a la conclusión de que el método VCR constituye la alternativa más adecuada para las condiciones de la mina Coturcan. Esta afirmación valida la hipótesis general

que proponía que el VCR sería más eficiente que el Raise Boring, tanto en términos de costos como en capacidad de ejecución.

La elección de este método implica además una mejora en la gestión de recursos operativos: se optimizan los tiempos de ciclo, se disminuye el consumo de energía, y se evita la dependencia de equipos de alto costo o empresas contratistas.

Estos hallazgos concuerdan con estudios como el de Vílchez (2015), donde la implementación de tecnología mecanizada (Alimak) demostró que, si bien el costo directo puede ser más alto, los beneficios indirectos en productividad justifican su elección. Sin embargo, en el caso de Coturcan, el VCR ofrece ambos beneficios simultáneamente: bajo costo y alto rendimiento, haciendo su aplicación aún más contundente.

De esta manera, se corrobora que la metodología VCR no solo se ajusta técnicamente a las condiciones geomecánicas y operativas de la mina, sino que también representa una decisión estratégica sustentada en análisis económico y logístico.

CONCLUSIONES

- El método V.C.R. demostró una mayor adaptabilidad operativa en el contexto específico de la unidad minera Coturcan, al poder ejecutarse con equipos disponibles de la unidad y sin requerir infraestructura especializada. La validación técnica realizada en campo, específicamente en la chimenea VCR 56 – NV 225, permitió comprobar una desviación geométrica menor al 2.5 % y un rendimiento operativo promedio de 138.2 metros por guardia, indicadores que confirman su eficacia y precisión.
- Se determinó desde el enfoque del diseño de perforación y voladura, se estableció que el uso de taladros largos de 3 pulgadas con carga de ANFO a razón de 0.8 kg/m proporciona un desempeño técnico óptimo. Esta configuración permitió lograr una fragmentación adecuada, facilitando el avance sostenido y la limpieza eficiente de la chimenea, sin generar desvíos estructurales ni comprometer la estabilidad del macizo, cuya resistencia se encuentra dentro de los parámetros aceptables (RMR promedio = 65).
- Se determinó que el método V.C.R. requiere un mayor tiempo de ejecución en comparación con Raise Boring, su aplicación representa una alternativa más rentable, flexible y segura para la UM Huancapetí. La exposición del personal es adecuadamente controlada mediante protocolos de carga y voladura remota, y se minimizan los costos indirectos al prescindir de logística compleja y contratistas externos.
- Se determinó que el método V.C.R. es la opción más adecuada para la construcción de chimeneas de servicio en la Mina Coturcan – U.M. Huancapetí, al presentar ventajas técnicas y económicas. El análisis comparativo determinó que su costo unitario es de USD 401.63 por metro lineal, inferior al del método Raise Boring, cuyo valor asciende a USD 988.20/m. Esta diferencia económica y su autonomía operativa respaldan su viabilidad en minas de escala mediana.

RECOMENDACIONES

- Recomendar la aplicación del método Raise Boring únicamente en escenarios donde la evaluación técnica y económica lo justifique, priorizando el uso del método V.C.R. en unidades mineras de escala intermedia que cuenten con recursos propios y limitaciones logísticas.
- Establecer el método V.C.R. como una alternativa operativa estándar en futuras construcciones de chimeneas dentro de la U.M. Huancapetí, debido a su adecuada adaptación a las condiciones de la unidad y a su viabilidad con los recursos disponibles en sitio.
- Adoptar como parámetro técnico la configuración de perforación y carga utilizada en el estudio, por su efectividad en lograr una fragmentación controlada, mantener la estabilidad del macizo y permitir avances sostenidos bajo condiciones geomecánicas favorables.
- Promover la implementación del método V.C.R. en zonas donde se requiera prescindir de infraestructura especializada, asegurando la continuidad operativa mediante protocolos de voladura remota.

BIBLIOGRAFÍA

- Apaza Arivilca, E. (2013). "Implementación de taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras - Pasha, Mina Huarón. Arequipa: Universidad nacional San Agustin de Arequipa.
- Arocutipá Charrez, F. E. (2015). " Alternativa de Construcción de Chimeneas con el sistema de plataforma y escaleras Metalicas P.E.M. Vs Convencional con Puntales de Madera. Arequipa - Perú: EE. AESA S.A.C. Mina San Rafael, Universidad Nacional San Agustin de Arequipa.
- Copco, A. (2015). Compresoras industriales de piston . Belgica.
- Hernández Sampieri, R., & Mendoza Torre, C. (2016). Metodología de la investigación: las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta. México: Mc Graw Hill Education.
- Herrera, J. (2019). "Estructura del proceso de evaluación de un proyecto minero. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Jáuregui, O. (2009). Reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Lopez Jimeno, c. (1987). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. España: Instituto Geológico y Minero de España.
- Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas . Lima: Osinergmin.
- Sampieri, H., & Batista, F. &. (2014). Metodología de la investigación . Sexta edición México: Mc Graw Hill.

T, C. S. (1998). Construcción de tuneles, piques y chimeneas. Chile: 1° Edición - Universidad de Chile (Departamento de ingeniería minas).

Vida, C., & Correa, I. (2017). "Modelo matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la compañía Minera Lincuna S.A.". Huaraz: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.

Vilchez Córdova, W. E., & Vilchez Córdova, L. (2015). "Estudio comparativo de construcción de chimeneas, por el método convencional Ch. 340 SW y mecanizado con plataforma trepadora Alimak Ch. 480 SW de la compañía minera Raura S.A. Huancayo - Perú: Universidad Nacional del centro del Perú.

ANEXO 1: DESCRIPCIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO

INFORMACIÓN DEL AREA DE ESTUDIO

5.1. GENERALIDADES DE LA MINA

5.1.1. UBICACIÓN

Las minas Coturcán, Hércules y Caridad, operadas por la Compañía Minera Huancapetí S.A.C., se encuentran situadas en el suroeste del departamento de Áncash, específicamente en las provincias de Recuay y Aija. Estas se emplazan en el flanco occidental de la Cordillera Negra, al margen izquierdo del río Santa, en un rango altitudinal que varía entre los 4,080 y 4,800 metros sobre el nivel del mar.

Administrativamente, el conjunto minero se ubica dentro del distrito y provincia de Aija, departamento de Áncash. Las coordenadas UTM que corresponden a la zona central de la mina, la cual permite una ubicación precisa dentro del sistema de referencia geográfica correspondiente (Ver tabla 36.).

Tabla 36

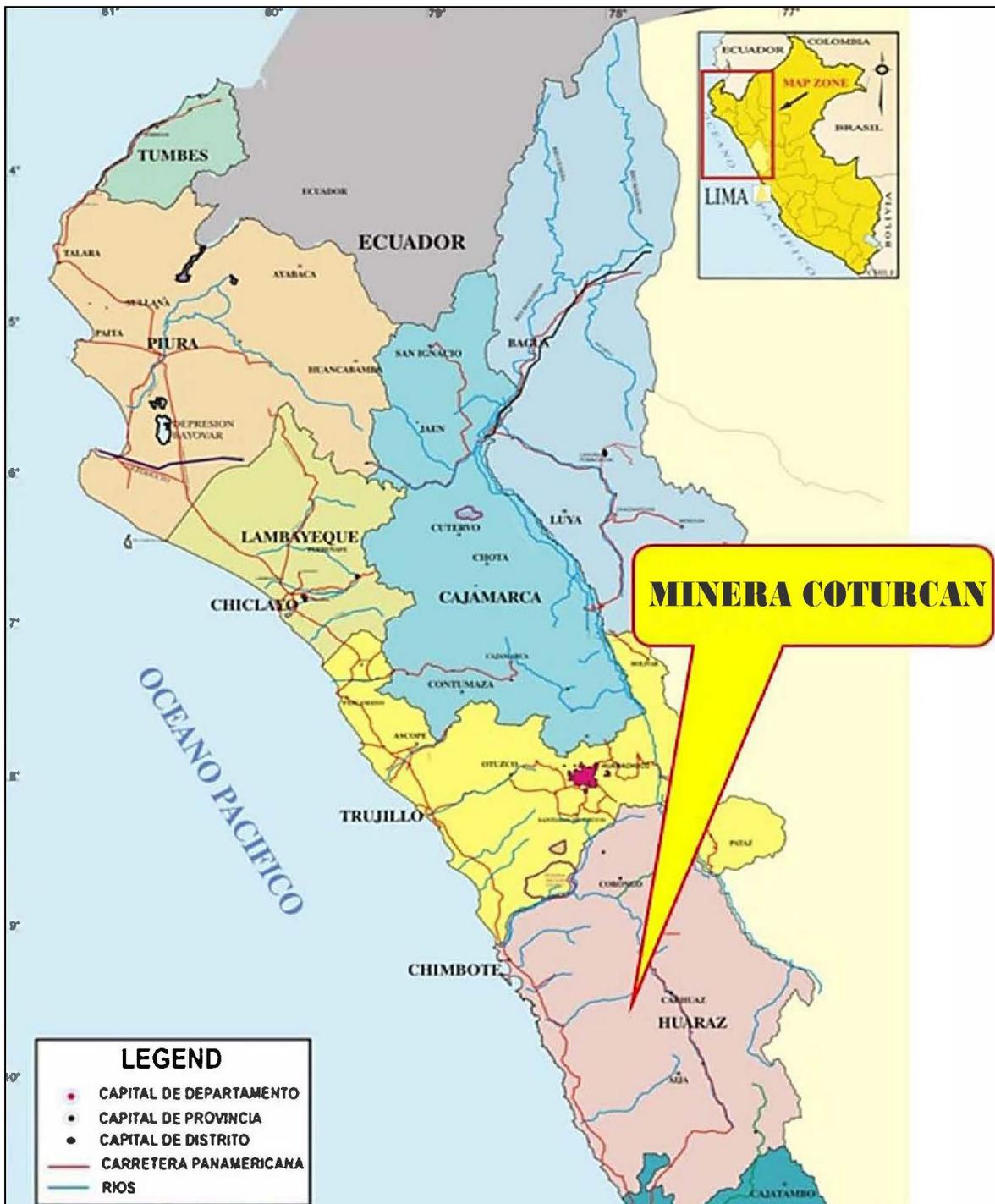
Coordenadas de la Mina Coturcan

| Coordenadas Geograficas | | Coordenadas UTM | |
|-------------------------|----------------|-----------------|-------------------|
| Longitud Oeste | 77° 33' | Este | 228,862.50 |
| Latitud Sur | 90° 46' | Norte | 8'920,000 |
| | | Altitud | 4,160 msnm |

Fuente: Elaboración Propia

Figura 34

Ubicación de la Minera Coturcan



Fuente: Unidad Minera Huancapeti S.A.C.

5.1.2. ACCESIBILIDAD

El acceso principal hacia la minera Coturcan propiedad de la Compañía Minera Huancapeti S.A.C., es mediante la carretera Panamericana Norte de 203 Km de Lima a

Pativilca asfaltada, 173 Km de Pativilca hasta Recuay de carretera asfaltada, desde el distrito de Recuay hasta la mina por carretera afirmada de 40 km.

Tabla 37

Vía de Accesibilidad a la Mina Coturcan

| Vía de Acceso | Distancia Km. | Tipo de Vía | Tiempo |
|----------------------|----------------------|--------------------|-------------------|
| Lima - Pativilca | 203.00 | Asfaltada | 3.50 horas |
| Pativilca - Recuay | 173.00 | Asfaltada | 2.80 horas |
| Recuay - Mina | 40.00 | Trocha afirmada | 1.00 horas |
| Total | 416.00 | | 7.30 horas |

Fuente: Elaboración propia

5.1.3. BREVE HISTORIA DE LA MINA

Las investigaciones sobre las actividades mineras en la región se remontan a la época de la llegada de los españoles, quienes iniciaron la explotación de las minas de Huancapetí y Collaracra. Posteriormente, estas pasaron a ser operadas por la Compañía Minera Ticapampa, que condujo las operaciones en Collaracra desde 1896 hasta finales del siglo XIX. A partir de 1904, las labores continuaron bajo la administración de la Anglo French Ticapampa Silver Mining Co., hasta el año 1966, cuando se constituyó la Compañía Minera Alianza S.A., la cual mantuvo las operaciones activas hasta fines de 1990.

Durante este periodo, se trabajaron con intensidad minas como Collaracra, Huancapetí y Florida, enfocándose en la extracción de minerales de plata de alta ley. Estos minerales eran procesados inicialmente en una fundición ubicada en Ticapampa, a la cual posteriormente se le añadió una planta de tratamiento por flotación con capacidad de 50 TMD. Paralelamente, la Compañía Minera Santo Toribio operó la mina Huancapetí antes de que pasara también a manos de la Compañía Minera Alianza S.A.

Entre los años 1966 y 1990, bajo la administración de la Compañía Minera Alianza S.A., se concentraron las operaciones de extracción en las minas Hércules y Coturcán. A partir de 1975 se adoptó el sistema “trackless” (sin rieles) para las actividades de explotación,

desarrollo y exploración, lo cual marcó un avance significativo en la mecanización de las labores subterráneas.

Finalmente, en el año 2006, todas estas propiedades fueron adquiridas por la Compañía Minera Huancapetí S.A.C., que actualmente opera las zonas o minas conocidas como Hércules, Coturcán y Caridad. En estas se aplican métodos de explotación como el “Corte y Relleno Ascendente”, incluyendo sus variantes según las configuraciones geológicas de los yacimientos de Hércules y Coturcán, mientras que en la mina Caridad se utiliza el método por subniveles (Sublevel Stopping). La producción mensual alcanzada por la empresa asciende a las 75,000 toneladas métricas secas (TMS).

5.1.4. CLIMA

El clima principalmente es de características frías y secas ya que se ubica en la cordillera Negra, debido a su altitud, los meses desde diciembre hasta abril es de carácter lluvioso más o menos persistentes, las tormentas con nieve se localizan principalmente en las alturas que están por encima de los 4,000 m.s.n.m, con temperaturas que oscilan por debajo de 0 °C en las noches y de 7 °C a 14 °C en el día.

5.1.5. FLORA Y FAUNA

La distribución de flora y fauna en la zona está determinada principalmente por la altitud, siendo influenciada por factores ambientales como la topografía, el tipo de suelo, el clima y la disponibilidad de agua. Se identifican ecosistemas característicos de la región altoandina como los pajonales de puna, roquedales y humedales estacionales. Los pajonales predominan en superficie, conformados por gramíneas compactas (Poáceas), cuya cobertura varía según las condiciones locales. En los roquedales, la vegetación es más escasa y está compuesta por hierbas de porte bajo y arbustos adaptados a zonas con afloramientos rocosos y temperaturas extremas.

Las especies de flora silvestre más representativas incluyen a la *Azorella diapensioides* y *Parastrephia lepidophylla*, ambas catalogadas como vulnerables, así como a *Buddleja coriacea* (Colle) y *Polylepis incana* (Queñua o Quinual). Cabe señalar que en áreas próximas a las unidades extractivas de la mina se ha evidenciado una disminución significativa, con una pérdida estimada entre el 80 % y 90 % de su cobertura vegetal hasta la actualidad.

Respecto a la fauna, se observa una distribución dispersa dentro de la concesión minera. Según estudios reportados, se identifican 49 especies de vertebrados en la zona, de las cuales 41 corresponden a aves, 2 a reptiles, 2 a anfibios, 1 a peces y presencia notable de especies domésticas como los ovinos, propios de las actividades agropecuarias de la región.

5.2. GEOLOGÍA

5.2.1. GEOMORFOLOGÍA

La geomorfología de esta región corresponde al sector occidental de la Cordillera de los Andes del Perú y es el resultado de la interacción entre procesos geodinámicos internos (tectonismo y vulcanismo andino) y factores externos como la meteorización, erosión y sedimentación. Esta dinámica ha sido moldeada por la litología dominante y la acción continua de agentes climáticos.

La unidad geomorfológica principal es la Cordillera de los Andes, que concentra algunas de las mayores altitudes del país, como el Huascarán, que alcanza los 6768 m s.n.m. En el área de estudio predominan morfologías asociadas a antiguos procesos glaciares, como depósitos de morrenas laterales, y valles en forma de “U”, característicos de la erosión glaciar. En los sectores altos se observan afloramientos rocosos escarpados y terrenos abruptos, mientras que en zonas más bajas el relieve se suaviza gradualmente. En conjunto, el paisaje está compuesto por depósitos morrénicos, materiales fluvio-aluviales y suelos residuales que conforman un entorno típicamente modelado por procesos glaciares pasados.

5.2.2. GEOLOGÍA REGIONAL

La geología regional de la zona está determinada por la Cordillera de los Andes, caracterizada por su complejidad geográfica, geomorfológica y estructural. En esta región predominan los intrusivos del Terciario, conformados por cuerpos porfíricos de composición dacítica y riodacítica, que han influido en la evolución tectónica y mineralógica del área.

Destaca el Grupo Calipuy, que se distribuye ampliamente a lo largo de la Cordillera Negra, formando una franja de rumbo NW–SE con un ancho variable entre 25 y 40 km, dependiendo de la profundidad de los valles transversales como los de los ríos Pativilca, Fortaleza, Aija y Pira. En su límite oriental, la franja es contenida principalmente por el río Santa, aunque también se observan afloramientos del Grupo Calipuy en el extremo sur de la Cordillera Blanca y en la Cordillera del Huayhuash.

Según estudios del INGEMMET, la potencia estratigráfica de este grupo puede alcanzar entre 2000 y 3000 metros de espesor, compuesta por una secuencia de rocas volcánicas y piroclásticas, predominando las lavas andesíticas e ignimbritas dacíticas. La variabilidad litológica entre sectores hace que los espesores y características del grupo cambien significativamente de un lugar a otro.

5.2.2.1. ESTRATIGRAFÍA EN EL CONTEXTO REGIONAL

La estratigrafía regional resalta al Grupo Calipuy como la unidad volcánica que se dispone en discordancia angular sobre las formaciones mesozoicas subyacentes, marcando una importante discontinuidad geológica. Dentro de estas unidades, la Formación Casapalca es la más reciente, mientras que la Formación Chicama representa la más antigua.

Se interpreta que el emplazamiento del Grupo Calipuy ocurrió posteriormente a episodios de plegamiento, erosión y levantamiento tectónico que afectaron a las unidades mesozoicas. Estos eventos dieron lugar a una superficie de erosión sobre la cual se

depositaron los materiales volcánicos y volcans sedimentarios del Calipuy, configurando así un importante referente geológico del Cenozoico en la región.

5.2.2.2. GRUPO CALIPUY

El Grupo Calipuy se compone principalmente de depósitos sedimentarios formados en ambientes lacustres de agua fresca, conformados usualmente por lutitas y areniscas.

Estratigráficamente, se asienta sobre una marcada superficie de erosión, lo que indica su pertenencia al Cenozoico. Diversos estudios han demostrado que los depósitos del Grupo Calipuy abarcan desde el Eoceno hasta el Mioceno, evidenciando plegamientos de los estratos inferiores y el desarrollo de dicha superficie de erosión durante el Paleoceno.

Este grupo ha sido reconocido por distintos autores a lo largo del país. En el norte del Perú incluye las formaciones Tembladera, Llama y Porculla; en el centro, está relacionado con la formación Yantac; y en el sur forma parte de los Grupos Toquepala y Tacaza, consolidando así su importancia geológica a nivel nacional.

5.2.2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

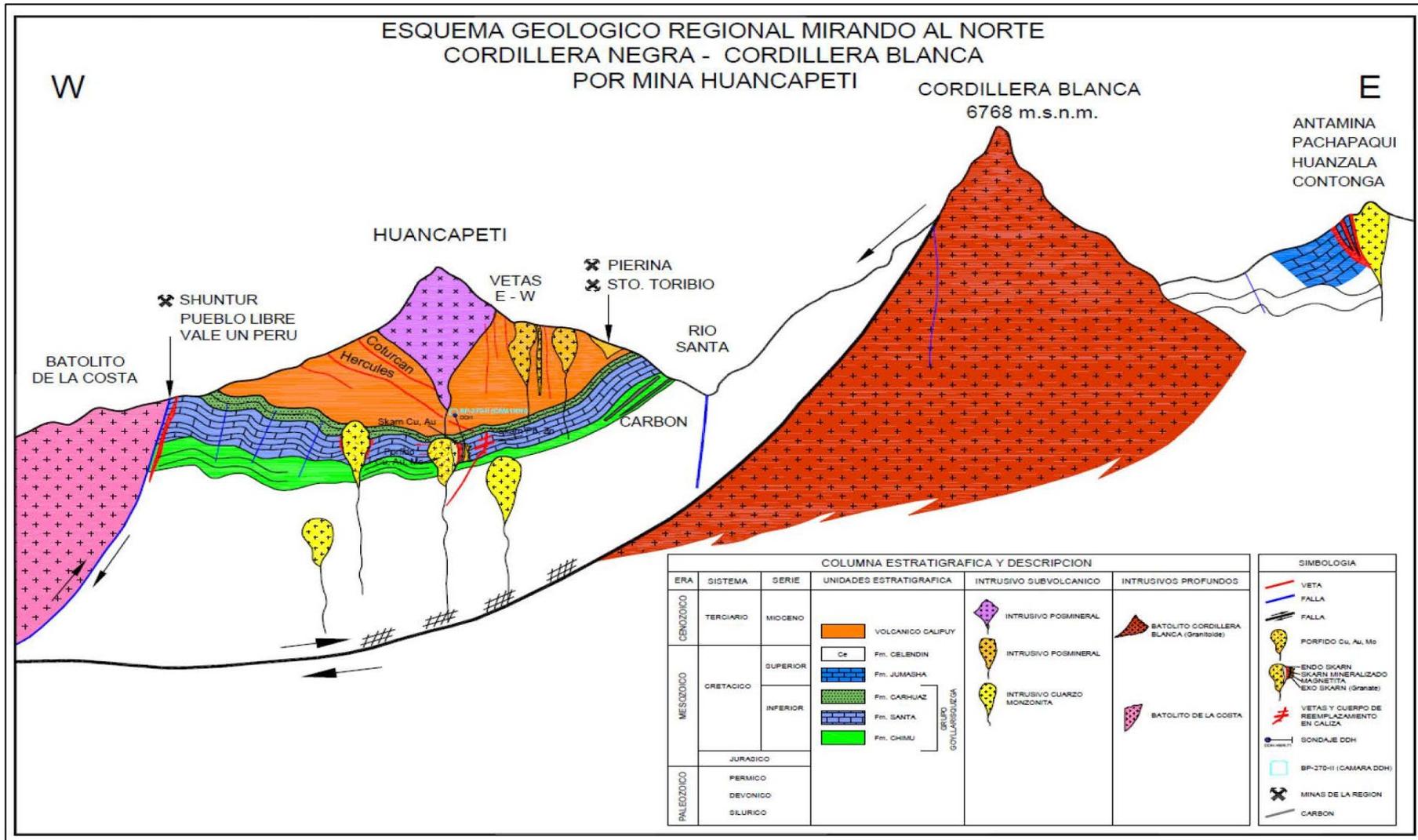
La geología estructural de la Cordillera Negra presenta tres tipos principales de estructuras: fallas, pliegues y estructuras circulares.

a) Fallas: Se distinguen dos sistemas predominantes:

- **Sistema Andino (NW–SE):** Fallas regionales relacionadas con la evolución tectónica de los Andes y el desarrollo de cuencas mesozoicas.
- **Sistema NE–SW:** Asociado a fallas de cizalla dentro de los sistemas Huanllac–Churín y Huaraz–Recuay, originadas por movimientos transcurrentes que han influido en el emplazamiento de cuerpos intrusivos y mineralización.

Figura 35

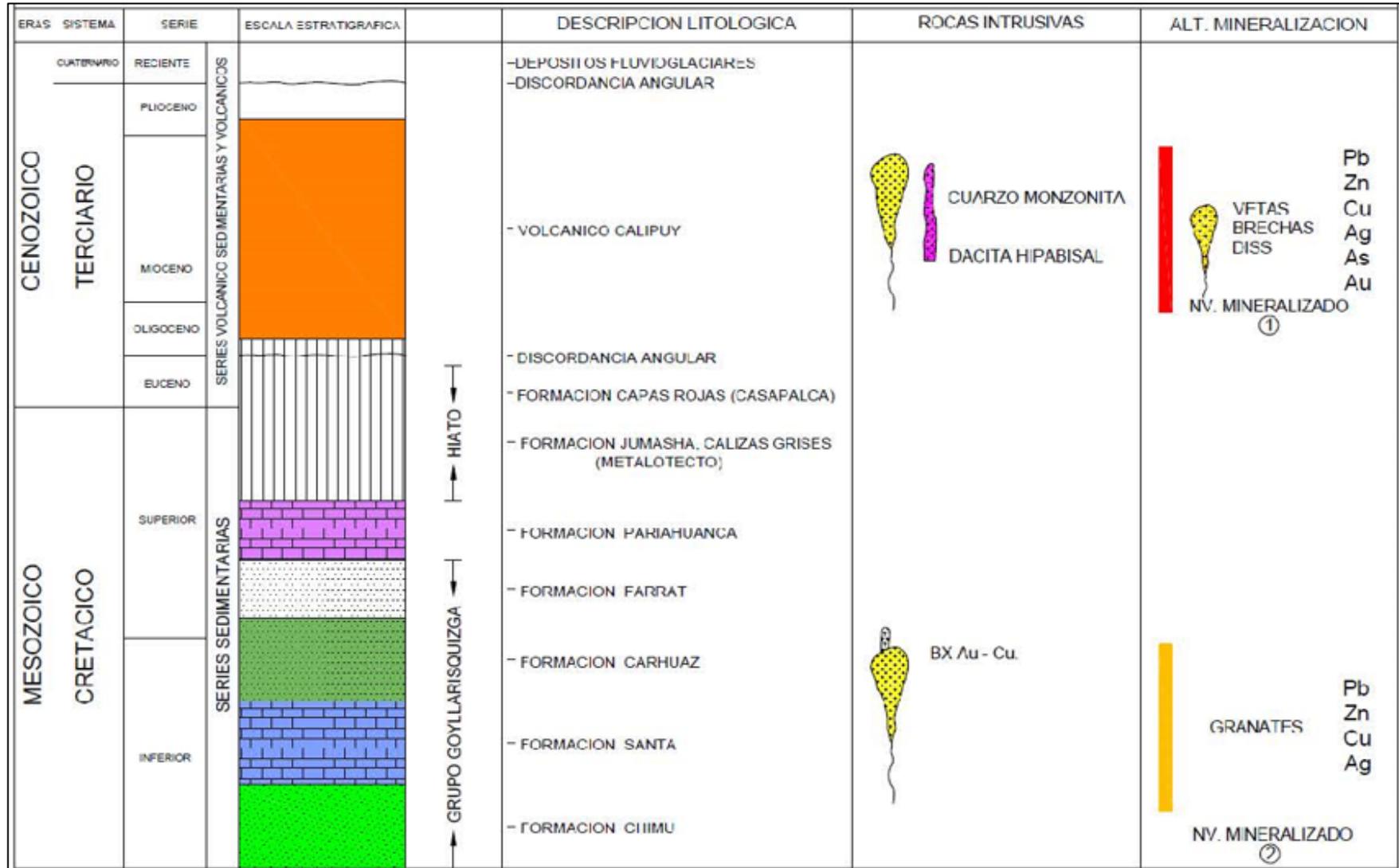
Esquema Geológico regional de la cordillera Negra – cordillera Blanca



Fuente: Unidad Minera Huancapeti S.A.C.

Figura 36

Columna estratigráfica Regional



Fuente: Unidad Minera Huancapeti S.A.C.

b) Estructuras Circulares

Las estructuras geológicas de la zona de estudio se alinean predominantemente en dirección noroeste-sureste (NW–SE), ubicándose entre los sistemas de fallas de Huaraz–Recuay y de Huanllac–Churín. Estas estructuras están relacionadas con centros volcánicos que actuaron como fuentes de emisión de lavas pertenecientes al arco magmático del Grupo Calipuy. Además, presentan una orientación elongada noreste-suroeste (NE–SW), asociada a fallas tensionales dentro de zonas de cizalla transcurrentes con movimiento dextral. Esta disposición responde al campo de esfuerzos regionales que también controló la formación de importantes yacimientos metalíferos como Yanacocha, Galeno, Michiquillay y Minas Conga, ubicados en la región de Cajamarca. Dentro del área de estudio destacan dos estructuras principales: el centro volcánico Hércules y el stock Collaraca, ambos con gran influencia en la geodinámica y metalogénesis local.

- **Centro Volcánico Hércules:** Está ubicado en el cerro Tarugo, limitado por las quebradas Carán y Hércules. Desde este centro se emitieron lavas andesíticas y brechas piroclásticas que reposan discordantemente sobre rocas cretácicas y volcanitas del Grupo Calipuy.

La estructura semicircular que caracteriza al centro volcánico permitió el emplazamiento de cuerpos intrusivos como el pórfido dacítico Tarugo, en el probable foco del centro volcánico, y el pórfido Pincullo. Alrededor de este centro también se emplazaron otros stocks menores, como la dacita Hércules (también llamada Tufo Hércules), el pórfido Huancapeti en el borde de la fractura circular, el pórfido Bellota Maguiña, el pórfido Señor de Burgos y el pórfido Olga, todos con composiciones similares al pórfido Tarugo.

Los impulsos magmáticos generaron un patrón principal de fracturamiento con rumbo N 30° W, afectando principalmente los contactos del dique dacítico. Estas fracturas están asociadas con fallamientos principales tipo Tarugo–Wilson y un sistema conjugado tipo Huancapeti, así

como fracturas tensionales radiales externas al centro volcánico, como Nebraska, Carpa, Félix II, San Arturo, Santa Deda y Lorena.

- **Stock Collaracra:** Se ubica en el centro del área, flanqueando ambos lados de la quebrada Ismopata. Este cuerpo intrusivo presenta una forma aproximadamente circular y está compuesto por rocas porfíricas de tipo dacítico. Desde este stock se originan numerosos diques y sills que se extienden hacia los sectores de Jinchis y Florida, y que también están emplazados dentro de las volcanitas del Grupo Calipuy. Su desarrollo estructural y emplazamiento reflejan una evolución volcánica-plutónica asociada a la tectónica local y regional.

5.2.3. GEOLOGÍA LOCAL

La geología local de la quebrada Hércules, donde se ubican las estructuras mineralizadas de Hércules y Coturcan, corresponde a la litología estructural asociada principalmente a las fases mineralizantes del Grupo Calipuy, de edad Oligoceno-Mioceno del Paleógeno. Estas unidades están representadas por flujos lávicos de composición andesítica y, en menor proporción, por flujos piroclásticos. Además, en el área evaluada se ha identificado la presencia de pequeñas apófisis porfíricas dacíticas con descripciones petrográficas macroscópicas que complementan el marco geológico. La columna estratigráfica conceptual de este entorno local incluye las siguientes unidades litológicas del Cenozoico.

5.2.3.1. CENOZOICO

a) Andesitas piroclásticas: Se trata de flujos piroclásticos andesíticos con textura porfírica, caracterizados por plagioclasas bien desarrolladas inmersas en una matriz microfanerítica de tonalidades que van del gris violáceo al verdoso. Los cristales de plagioclasa presentan morfologías subhedrales y tamaños heterométricos, con fracturamiento evidente. Estos afloramientos aparecen como ventanas litológicas

delimitadas al sur de la quebrada Hércules, en zonas de lagunas, y destacan por su morfología masiva y prominente producto de su alta cementación, además de un notable fracturamiento vertical.

b) Volcánico andesítico inferior: Esta unidad corresponde a flujos lávicos andesíticos de texturas predominantemente afáníticas a porfiríticas y colores verde a grisáceo. Se encuentran compuestas por cristales de plagioclasas euhedrales. Su morfología externa es agreste y escarpada, aunque con sectores suavizados de formas redondeadas y ángulos bajos. Se encuentran principalmente en el sector occidental del área de estudio.

c) Volcánico andesítico superior: Similar a la unidad inferior, esta unidad también está formada por flujos lávicos andesíticos, aunque incluye niveles piroclásticos intercalados, tanto andesíticos como dacíticos, con matriz violácea a grisácea e incluso leucócrata. Presentan clastos angulosos a subredondeados de andesitas porfiríticas y tobas. Sus composiciones varían desde dacíticas hasta andesíticas. En la base de la unidad se identifican brechas piroclásticas con clastos heterométricos de hasta 25 cm. Se observa una pseudoestratificación bien marcada, con fracturamiento que contribuye a una morfología abrupta. Esta unidad se localiza en el sector oriental del área, en contacto claro con la unidad andesítica inferior.

Figura 37

Afloramiento del Volcánico andesítico superior



Fuente: Propia

- a) **Pórfido dacítico:** Pequeñas apófisis de cuerpos hipabisales con texturas porfiríticas han intruido en la unidad volcánica andesítica inferior. Es probable que estas intrusiones estén relacionadas con un cuerpo dómico de mayor magnitud, ubicado a mayor profundidad, cuya manifestación superficial aflora en el flanco izquierdo aguas abajo de la quebrada Hércules.

5.2.3.2. HOLOCENO

- a) **Q – Glacial:** Los depósitos morrénicos se distribuyen en toda el área, cubriendo tanto las laderas como el fondo del valle. Su presencia define una morfología típica de valle glacial en forma de “U” y se caracterizan por una granulometría fina.

Figura 38

Depósitos de Morrenas sobre laderas, cubriendo en parte afloramientos rocosos



Fuente: Propia

- b) Q- Aluvial:** Las estructuras mineralizadas se ubican principalmente sobre quebradas y en algunos sectores se asocian al drenaje de lagunas. Su extensión superficial es reducida.

5.2.3.3. ALTERACIONES

Las alteraciones observadas en las estructuras mineralizadas, tanto en sentido transversal como longitudinal al rumbo de las vetas, se encuentran directamente vinculadas a la proximidad de dichas estructuras. La mayor intensidad de alteración se presenta en zonas paralelas al rumbo de las vetas, disminuyendo conforme se aleja de ellas. Entre los tipos de alteración predominantes se identifican: silicificación marcada, propilitización, oxidación superficial y en menor medida una ligera argilización.

Las rocas encajonantes o de caja están principalmente conformadas por lavas andesíticas del Grupo Calipuy, las cuales evidencian grados variables de fracturamiento, muchas veces rellenas con óxidos de hierro, así como venillas de cuarzo y calcita, lo que indica actividad

hidrotermal pasada. La mayoría de los afloramientos muestreados se componen de roca fresca, aunque también se han identificado sectores meteorizados. Cabe resaltar que la alteración es generalmente restringida a las inmediaciones de las vetas, aunque se han detectado manifestaciones localizadas de alteración hidrotermal, lo cual refuerza la idea de un sistema mineralizante activo en el pasado.

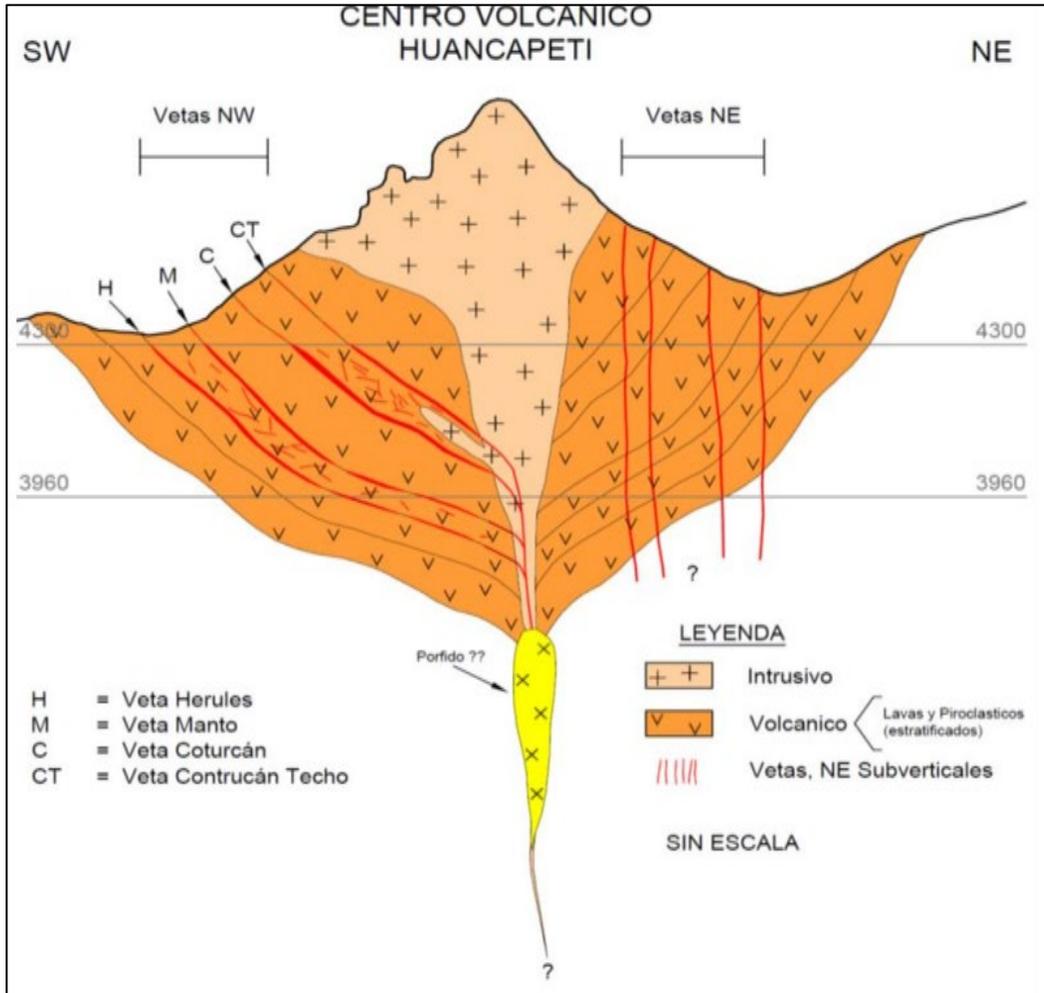
5.2.4. *GEOLOGÍA ECONÓMICA DEL YACIMIENTO*

Las estructuras mineralizadas de interés económico se encuentran dentro de una caldera de colapso de forma circular, con un diámetro aproximado de 5 kilómetros y un anillo estructural externo que alcanza los 20 kilómetros. Dentro de este sistema, se ha observado que los clavos de mineral presentan una mayor continuidad y longitud en vetas como Hércules “A”, Manto 2 y Coturcan, lo que indica una mayor potencialidad de explotación sostenida en estas zonas.

Por otro lado, en el sistema de vetas Tarugo, los clavos de mineral tienden a ser más discontinuos, aunque presentan anchos superiores a los 2 metros, lo cual puede resultar favorable en términos de volumen explotable en determinadas secciones. Los Cuerpos de Mineral, como el denominado Giovanna, se originaron principalmente debido a la proximidad y fusión estructural de vetas importantes como Hércules “A” y Manto 2, así como por la intersección de fallas, lo cual generó zonas de mayor concentración mineralizada con geometría más masiva.

Figura 39

Modelo geológico Empírico Mirando NW



Fuente: Unidad minera Huancapeti S.A.C.

5.2.4.1. DEPÓSITOS MINERALES

Los depósitos principales de la Compañía Minera Huancapeti son de origen hidrotermal, específicamente del tipo vetas de relleno y reemplazamiento de fracturas que se desarrollan en rocas volcánicas e intrusivas. La mineralización que predomina es de tipo polimetálico, conformada por elementos como plata, plomo, zinc y cobre, contenidos en minerales como galena argentífera, esfalerita, calcopirita, jamesonita y tetraedrita. Dentro del área de operación se han identificado dos sistemas principales de afloramiento

- a) **Mina Coturcán:** Las vetas de esta zona se encuentran localizadas en el techo de la Dacita Hércules, específicamente en el contacto con el volcánico y el pórfido Tarugo. Estas estructuras mineralizadas están influenciadas estructuralmente por la falla Hércules. Las vetas más representativas de Coturcan, como Coturcan y Hércules A, convergen en dirección sur hacia el sector denominado Tarugo.
- b) **Sistema Tarugo:** Presenta un rumbo promedio de N 30° a 35° E y un buzamiento de 80° NW a SW, con longitudes que oscilan entre 500 y 2000 metros. Este sistema incluye un conjunto de vetas importantes como Tarugo, Huancapeti, Carpa, Wilson, Tucto, Collaracra y Florida, constituyendo una red estructural significativa para la mineralización de la zona.
- c) **Mina Hércules:** Las vetas en esta zona se localizan principalmente en el piso del contacto con la dacita. La veta principal Hércules A se sitúa directamente en el contacto litológico, mientras que las vetas Manto 1, Manto 2 y Hércules B se desarrollan en el volcánico Hércules, configurando un sistema de vetas ramificadas que tienden a unirse en profundidad. La falla Hércules también afecta a este conjunto, produciendo desplazamientos tanto en estas vetas como en otras pertenecientes al sistema Tarugo.

Mineralización

La mineralización presente en la mina se caracteriza por ser discontinua y de naturaleza errática, presentándose en dos formas principales: como vetas y como cuerpos mineralizados. Cada tipo posee características estructurales y de distribución distintas que influyen en la planificación y explotación del yacimiento.

- **Mineralización en vetas:** En este tipo, los clavos de mineral están contenidos dentro de vetas específicas. En determinadas zonas, estas vetas pueden formar columnas de mineral

que se asemejan a mantos. En el sistema de vetas de la zona Hércules, los clavos presentan anchos que no superan los 2.50 metros, con longitudes que oscilan entre los 40 y 200 metros, separados entre sí por zonas estériles. En algunas vetas, como Florida, Jesús y Wilson, se ha identificado la existencia de un único clavo de mineral, mientras que en otras se presentan múltiples cuerpos mineralizados.

- **Cuerpos de mineral:** Estos se originan por la cercanía entre dos vetas paralelas, como en el caso de las vetas “Hércules A” y “Manto 2”, o por la presencia de ramales de vetas secundarias como “Manto 2A”. También pueden formarse por la confluencia de dos vetas principales, como ocurre con “Hércules A” y “Manto 2” en su extremo sur, o por la intersección con estructuras de falla, como se observa en las zonas de Huancapeti y Hércules.

Las estructuras mineralizadas se concentran principalmente en la veta correspondiente, aunque también pueden encontrarse disseminaciones con leyes menores a las económicamente viables. Los cuerpos desarrollados en el nivel 5 y por debajo, con una profundidad aproximada de 50 metros, presentan morfología de troncos de pirámide con anchos que varían entre 4 y 20 metros, y longitudes de entre 50 y 200 metros. En los niveles superiores, los cuerpos en vetas individuales tienen anchos que van de 3 a 5 metros, y siempre están estrechamente vinculados a la mineralización de las vetas. En las zonas donde existen fallas estructurales, los cuerpos resultantes son más persistentes y anchos, alcanzando hasta 30 metros, como se ha evidenciado en el frontón 2 Sur.

La mineralización es discontinua y errática; existen dos tipos la mineralización en veta y Mineralización en cuerpos.

- **Mineralización en Vetas:** Los clavos de mineral están restringidos por vetas individuales, en ciertas zonas se forman columnas como en Manto. En el sistema de

vetas de Hércules, Los clavos de mineral tienen anchos que no sobrepasan los 2.50 m, con longitudes entre 40 metros y 200 metros, separados por zonas estériles. Hay más de un clavo de mineral, pero también hay un solo conocido, como en Florida, Jesús y Wilson.

- **Cuerpos De Mineral:** Estos se han formado por la proximidad de dos vetas, como aquellas entre las vetas “Hércules A” y “Manto 2” o por la presencia de un ramal de vetas como Manto 2A, por la unión de dos vetas principales como Hércules A, Manto 2 en su extremo sur, por la intersección con una serie de falla como en Huancapeti y Hércules.

Las estructuras que involucran a la mineralización concentrada en la veta respectiva y generalmente se diseminan en partes en menor parte con leyes inferiores al promedio económico. Los Cuerpos formados en el nivel 5 y por debajo aproximados 50 metros, tienen la forma de troncos pirámides con anchos variables entre 4 metros a 20 metros, y longitudes de 50 metros a 200 metros aquellos cuerpos en vetas individuales de los niveles altos consideran ancho de 3 metros a 5 metros, Están asociados casi invariablemente a la mineralización de las vetas. Los cuerpos con fallas son las más persistentes y más anchos hasta de 30 metros, en el frontón 2 Sur.

5.2.4.2. ZONEAMIENTO MINERALÓGICO

- La mineralización en la zona Hércules es de tipo polimetálico, presentando una zonificación vertical clara en la distribución de los minerales: la plata se concentra en las zonas superiores, el plomo en niveles intermedios y el zinc en las partes más profundas del yacimiento.

- Dentro de esta mineralización polimetálica se identifican concentraciones aisladas con altos contenidos de plata, aunque las leyes disminuyen tanto hacia la parte superior como inferior del cuerpo mineralizado.
- Se observa que, a medida que se avanza en profundidad o lateralmente, la mineralización de plata tiende a reducirse, mientras que aumentan los contenidos de plomo y zinc, estableciendo así una ley mínima de plata en zonas más profundas. Además, sobre el nivel 6 se identifican franjas con alternancia de valores altos y bajos de plata, patrón que muestra una tendencia a repetirse en profundidad.
- Las características de estas mineralizaciones, según la observación geológica y estructural, son similares a las que se presentan en la mina Coturcan.
- En la zona Coturcan, específicamente al sur de la falla Sur y en proximidad al contacto con el pórfido Tarugo, se encuentra una zona argentífera, la cual está bordeada por mineralizaciones polimetálicas que alcanzan valores de hasta 8.0 onzas de plata por tonelada y 0.5 % de plomo.
- Esta zona argentífera podría extenderse también hacia ambos lados de la falla Hércules, especialmente en las vetas Hércules y Coturcan. La mineralización polimetálica en los niveles inferiores está relacionada con el sentido de las soluciones o flujos mineralizantes, los cuales presentan una orientación aparentemente subvertical.
- No existe agotamiento mineralógico en profundidad, ni en cuanto a cocientes metálicos ni en valores absolutos, lo cual ha sido corroborado también mediante observaciones directas en el campo.

5.2.4.3. RESERVAS DE MINERAL

Las propiedades de la minera se encuentran ubicadas en un distrito minero relativamente poco explotado, lo que representa un alto potencial para el descubrimiento de nuevas zonas mineralizadas, especialmente en sectores vetiformes. Este potencial se extiende hacia los extremos norte y sur de la actual zona de operaciones, como en el caso de Coturcan, así como en otras vetas aún subexploradas, las cuales presentan escasos trabajos en comparación con la longitud de sus afloramientos y la limitada profundidad a la que han sido intervenidas hasta el momento.

La estimación del mineral se realizó considerando el área total evaluada y la frecuencia del número de clavos de mineral identificados, lo que permitió establecer un cálculo preliminar de los recursos presentes en función de la distribución y densidad de la mineralización observada en superficie y en labores subterráneas.

Tabla 38

Resumen de Reservas de Mineral de mina Coturcan

| CIA MINERA HUANCAPETI S.A.C. | | | | | |
|-------------------------------------|------------------|-----------------|-------------------|-------------|-------------|
| VETA COTURCAN | | | | | |
| | TM | POTENCIA | Ag Onz/Ton | Pb % | Zn % |
| PROBADO | 1'496,690 | 4.14 | 4.29 | 2.39 | 2.66 |
| PROBABLE | 949'370 | 3.53 | 4.55 | 2.39 | 2.59 |
| Promedio | | 3.90 | 4.39 | 2.39 | 2.63 |
| TOTAL | 2'446,060 | | | | |

Fuente: Departamento de Geología y Exploraciones

Figura 40

Ubicación de la bocamina de la Mina Coturcan



Fuente: Unidad minera Huncapeti S.A.C.

5.3. GEOMECÁNICA

5.3.1. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA ROCA EN MINA

Las características que se desarrollan en el entorno de las labores mineras presentan condiciones geomecánicas particulares en cada una de las zonas de operación, como es el caso de las minas Hércules, Coturcan y Caridad. Estas particularidades deben ser consideradas con el fin de seleccionar y dimensionar adecuadamente el método de minado más apropiado, que permita una explotación eficiente bajo condiciones de seguridad operativa.

Para la presente investigación se llevó a cabo un estudio geomecánico que incluyó la recopilación de información geológica, estructural y de parámetros geomecánicos relevantes. Esta

información ha sido fundamental para asegurar que las operaciones mineras se desarrollen con certeza técnica, siendo referenciada directamente al diseño del minado y al sistema de sostenimiento de las labores subterráneas.

En cuanto a la litología estructural, esta constituye un dominio conceptual clave dentro del trabajo de investigación, observándose a nivel local, en las zonas de Hércules, Coturcan y Caridad, una litología predominante compuesta por niveles intercalados de flujos de lava, tufos, brechas y piroclastos. La composición principal es de tipo andesítico, con sectores aislados de composición dacítica, pertenecientes al Grupo Calipuy, lo que influye directamente en el comportamiento geomecánico del macizo y en las estrategias de explotación y sostenimiento aplicadas.

5.3.2. GEOMECAÍNICA DE LA MINA COTURCAN

La Mina Coturcan se encuentra emplazada sobre un macizo rocoso cuya litología está compuesta principalmente por andesitas, dacitas y brechas piroclásticas, las cuales presentan un conjunto de discontinuidades estructurales que influyen en el comportamiento geomecánico del macizo. Estas unidades litológicas actúan como rocas encajonantes del cuerpo mineralizado, condicionando las labores de explotación y sostenimiento.

Para la elaboración de la presente investigación se ha llevado a cabo un estudio geomecánico, el cual se ha basado en la información proporcionada por la propia unidad minera. Dicha información constituye la base fundamental para el análisis de estabilidad del macizo rocoso, permitiendo establecer criterios técnicos adecuados para el diseño del método de explotación y las medidas de sostenimiento requeridas.

5.3.2.1. MAPEO GEOMECAÍNICO DE LA MINA COTURCAN

Para la elección y planificación de un método óptimo para las operaciones de explotación y sostenimiento en las labores mineras subterráneas, la minera lleva a cabo un mapeo geomecánico

detallado, en el cual se evalúan las condiciones naturales del yacimiento, tales como su geología, geometría, hidrogeología y demás características del entorno físico que puedan influir en el comportamiento del macizo rocoso.

Los parámetros considerados se obtienen mediante observación directa y medición en campo, siguiendo los lineamientos de la clasificación geomecánica de Bieniawski o sistema RMR (*Rock Mass Rating*). Entre los aspectos evaluados se incluyen el tipo de roca, el sistema de discontinuidades, su orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo y espesor del relleno, el grado de intemperismo, así como la presencia o ausencia de agua subterránea.

La mina registra datos como la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento, tomando en cuenta las densidades de cada dominio estructural de la mina en mención, así se obtiene la siguiente tabla 10.

Tabla 39

Propiedades de la resistencia de la roca y frecuencia de fracturamiento

| Mina | Descripción | Densidad seca (gr/cm³) | Densidad Saturada (gr/cm³) | Porosidad Aparente (%) | Absorción (%) |
|---|--------------------|--|--|---------------------------------------|--------------------------|
| Propiedades físicas de caja techo y piso | | | | | |
| Coturcan | Caja piso | 2.73 | 2.74 | 1.21 | 0.44 |
| | Caja techo | 2.73 | 2.73 | 0.26 | 0.09 |
| Propiedades Físicas – Mineral | | | | | |
| Coturcan | | 2.71 | 2.78 | 7.83 | 2.92 |
| | | 2.78 | 2.72 | 0.17 | 0.06 |
| | | 2.66 | 2.72 | 6.45 | 2.43 |

Fuente: Departamento de geomecánica U.M Huancapeti S.A.C.

Tabla 40*Ensayos de la resistencia a compresión simple de carga puntual de las cajas y mineral*

| Mina | Descripción | Mpa | Kg/cm2 | |
|---|--------------------|------------|---------------|--------|
| Ensayo de carga puntual o compresión simple de caja techo y piso | | | | |
| Coturcan | Caja techo | 11.90 | 121.35 | 128.54 |
| | Caja piso | 13.31 | 135.72 | |
| Ensayo de carga puntual o compresión simple de mineral | | | | |
| Coturcan | Mineral | 4.99 | 50.88 | 47.76 |
| | | 6.45 | 65.77 | |
| | | 2.61 | 26.62 | |

Fuente: Departamento de Geomecánica U.M. Huancapeti S.A.C.

5.3.2.2. CLASIFICACIÓN GEOMECAÁNICA

La característica del macizo rocoso en la mina Coturcan, en la fase inicial del estudio geomecánico, contempla un análisis detallado de las propiedades que influyen directamente en su comportamiento frente a los procesos de minado. Esta evaluación permite entender cómo reacciona la masa rocosa ante las excavaciones subterráneas, considerando factores estructurales, físicos y mecánicos propios del entorno geológico.

El objetivo principal de las clasificaciones geomecánicas es asignar un índice numérico que represente la calidad del macizo rocoso. Este índice facilita la toma de decisiones técnicas al dividir las formaciones rocosas en grupos con comportamientos similares y al identificar los parámetros más relevantes que influyen en su estabilidad y respuesta durante las operaciones mineras.

Tabla 41

Evaluación del macizo rocoso de la caja techo promedio RMR = 65, de la Zona Coturcan

| Mapeo Geomecanico de la caja techo en la veta Coturcan | | | | | |
|--|-------------------------|------------------------------------|--------------------------|------------------|---------------------|
| Nivel 225 - 205 | | Labor: GL 372 NW - GL 460 N | | | |
| Valoración de la clasificación del macizo rocoso (RMR) | | | | | |
| Parámetros | Rango de Valores | | | | |
| I) Ensayo de Carga puntual (Kg/cm2) | | | | | |
| | > 80 kg/cm2 | 40 - 80 kg/cm2 | 20 - 40 kg/cm2 | 10 - 20 kg/cm2 | < 10 kg/cm2 |
| valores | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 |
| II) RQD (%) o índice de calidad de roca | | | | | |
| | 90 -100 % | 75 - 90 % | 50 - 75 % | 25 - 50 % | 25% |
| valores | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 |
| III) Espaciado de juntas (m) | | | | | |
| | > 2 | 0.6 - 2 | 0.2 - 0.6 | 0.06 - 0.2 | 0.06 |
| valores | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 |
| IV) Condición de Juntas | | | | | |
| Persistencia | <1 m long (6) | 1 - 3m Long (4) | 3 - 10 m (2) | 10 - 20 m (1) | > 20 m (0) |
| Abertura | Cerrada (6) | < 0.1mm apert. (5) | 0.1 - 1 mm (4) | 1 - 5 mm (1) | > 5 mm (0) |
| Rugosidad | Muy rugosa (6) | Rugosa (5) | Lig. Rugosa (3) | Lisa (1) | Espejo de falla (0) |
| Relleno | Limpio (6) | Duro < 5 mm (4) | Duro > 5 mm (2) | Suave < 5 mm (1) | Suave > 5 mm (0) |
| Alteración | Sana (6) | Lig. Alterada (5) | Mod. Alterad. (3) | Muy Alterada (2) | Descompuesta (0) |
| V) Presencia de agua | | | | | |
| valores | Seco | Humedo | Mojado | Goteo | Flujo |
| | 15 | 10 | 7 | 4 | b |
| Suma de valores RMR= (15 + 13 + 10 + (4 + 4 + 5 + 4 + 3) +7) = 65 | | | | | |
| RMR | 71 - 80 | 61 - 70 | 51 - 60 | 41 - 50 | 31 - 40 |
| | Buena A | Buena B | Regular A | Regular B | Mala A |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 42

Evaluación del macizo rocoso de la caja piso promedio RMR = 60, de la Zona Coturcan

| Mapeo Geomecanico de la caja piso en la veta Coturcan | | | | | |
|--|-------------------------|------------------------------------|--------------------------|------------------|---------------------|
| Nivel 225 - 205 | | Labor: GL 372 NW - GL 460 N | | | |
| Valoración de la clasificación del macizo rocoso (RMR) | | | | | |
| Parámetros | Rango de Valores | | | | |
| I) Ensayo de Carga puntual (Kg/cm2) | | | | | |
| | > 80 kg/cm2 | 40 - 80 kg/cm2 | 20 - 40 kg/cm2 | 10 - 20 kg/cm2 | < 10 kg/cm2 |
| valores | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 |
| II) RQD (%) o índice de calidad de roca | | | | | |
| | 90 -100 % | 75 - 90 % | 50 - 75 % | 25 - 50 % | 25% |
| valores | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 |
| III) Espaciado de juntas (m) | | | | | |
| | > 2 | 0.6 - 2 | 0.2 - 0.6 | 0.06 - 0.2 | 0.06 |
| valores | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 |
| IV) Condición de Juntas | | | | | |
| Persistencia | <1 m long (6) | 1 - 3m Long (4) | 3 - 10 m (2) | 10 - 20 m (1) | > 20 m (0) |
| Abertuta | Cerrada (6) | < 0.1mm apert. (5) | 0.1 - 1 mm (4) | 1 - 5 mm (1) | > 5 mm (0) |
| Rugosidad | Muy rugosa (6) | Rugosa (5) | Lig. Rugosa (3) | Lisa (1) | Espejo de falla (0) |
| Relleno | Limpio (6) | Duro < 5 mm (4) | Duro > 5 mm (2) | Suave < 5 mm (1) | Suave > 5 mm (0) |
| Alteración | Sana (6) | Lig. Alterada (5) | Mod. Alterad. (3) | Muy Alterada (2) | Descompuesta (0) |
| V) Presencia de agua | | | | | |
| valores | Seco | Humedo | Mojado | Goteo | Flujo |
| | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 |
| Suma de valores RMR= (12 + 13 + 10 + (2 + 4 + 5 + 4 + 3) +7) = 60 | | | | | |
| RMR | 71 - 80 | 61 - 70 | 51 - 60 | 41 - 50 | 31 - 40 |
| | Buena A | Buena B | Regular A | Regular B | Mala A |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 43*Clasificación de la Masa Rocosa, según el sistema de valoración RMR₈₉ de Bieniaswki*

| Tipo de Roca | Rango de RMR | Rango Q | Calidad según RMR |
|---------------------|---------------------|----------------|--------------------------|
| II A | 71 - 80 | 18 | Buena A |
| II B | 61 – 70 | 6.61 – 17.97 | Buena B |
| III A | 51 – 60 | 2.18 – 5.92 | Regular A |
| III B | 41 – 50 | 0.72 – 1.95 | Regular B |
| IV A | 31 – 40 | 0.24 – 0.64 | Mala A |
| IV B | 21 – 30 | 0.08 – 0.21 | Mala B |
| V | < 21 | < 0.08 | Muy Mala |

Fuente: Departamento de Geomecánica U.M Huancapeti S.A.C.

En la tabla mostrada se consideran los parámetros del macizo rocoso evaluados mediante el sistema de clasificación Rock Mass Rating (RMR) propuesto por Bieniawski en 1989. Este sistema toma en cuenta la resistencia del material intacto, la cual se obtiene a través de ensayos de carga puntual o de compresión simple, así como el RQD, que se determina a partir del registro lineal de discontinuidades, y el espaciado de estas, entendido como la distancia entre fracturas dentro del área de estudio.

Las condiciones de las discontinuidades comprenden aspectos como la longitud, abertura, rugosidad, tipo de relleno y grado de alteración, parámetros que tienen un impacto directo en la calidad del macizo. Además, la presencia de agua subterránea afecta estos factores, influyendo en la valoración final de cada uno de ellos. Todos estos parámetros reciben un puntaje específico, cuya suma da como resultado el valor del RMR.

La tabla siguiente presenta un resumen de la clasificación geomecánica de las masas rocosas correspondientes a los diferentes dominios geomecánicos definidos para la mina Coturcan,

empleando el sistema RMR89 de Bieniawski, modificado según los criterios de Romana (2000), como base del análisis técnico aplicado en el proyecto.

Figura 41
Clasificación geomecánica RMR89 de la mina Coturcan

| | | | | | | |
|----------|------------------------|--------------|--|----|----|-----------|
| COTURCAN | Lavas-tufos volcánicos | Techo 1 | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea-grisácea, con clastos angulosos a subredondeados de texturas porfíricas, además de clastos angulosos de tobas. Hacia el "contacto falla-caja techo de la estructura mineralizada" disminuye la calidad de masa rocosa e incrementa el grado de fracturamiento. | 80 | 75 | Buena A |
| | | Techo 2 | | 65 | 60 | Buena B |
| | | Techo 3 | | 50 | 45 | Regular B |
| | Brecha mineralizada | Estructura 1 | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica reemplazados por flujos mineralizantes constituidos por "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Es de suponer que el emplazamiento la mineralización tuvo varios eventos por el ensamble mineralógico variado y las alteraciones fuertes hacia el contacto con las rocas de las cajas piso y techo de la estructura Coturcan. El alcance la alteración disminuye conforme se dista del contacto "falla techo y piso de la estructura mineralizada". | 75 | 70 | Buena A |
| | | Estructura 2 | | 60 | 55 | Regular A |
| | | Estructura 3 | | 50 | 45 | Regular B |
| | | Estructura 4 | | 40 | 35 | Mala A |
| | Lavas-tufos volcánicos | Piso 1 | Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto "falla piso" de la estructura mineralizada. El grado de fracturamiento de la masa rocosa incrementa hacia el contacto falla piso de la estructura mineralizada. | 70 | 65 | Buena B |
| | | Piso 2 | | 60 | 55 | Regular A |
| | | Piso 3 | | 50 | 45 | Regular B |
| | Falla | Falla | Dominio lito-estructural caracterizado por presentar un relleno suave de espesor variable hasta los 0.3 metros, la presencia de este dominio altera moderadamente la masa rocosa hacia el contacto con la estructura mineralizada y se expone en toda la extensión de la estructura mineralizada. | 15 | 10 | Muy Mala |

Fuente: Departamento de geomecánica U.M Huancapeti S.A.C.

5.3.3. SOSTENIMIENTO EN LABORES SUBTERRÁNEA DE LA MINA COTURCAN

El sostenimiento en las áreas de trabajo se basa en la aplicación de técnicas de estabilización del macizo rocoso, las cuales parten del análisis geomecánico de la zona y definen los procedimientos a seguir, así como los equipos y materiales necesarios para su implementación.

La selección del tipo de sostenimiento en la Mina Coturcan considera el tipo de labor a ejecutar, diferenciando si esta será temporal o permanente, además de analizar su sección y las características geomecánicas del macizo rocoso en el cual se desarrolla.

A partir de estas evaluaciones geomecánicas, se determina el sistema de sostenimiento más adecuado para cada caso específico, seleccionando los equipos apropiados que permitan su instalación eficiente, de acuerdo con las condiciones particulares del terreno en la Mina Coturcan.

Figura 42
Cartilla de sostenimiento estándar

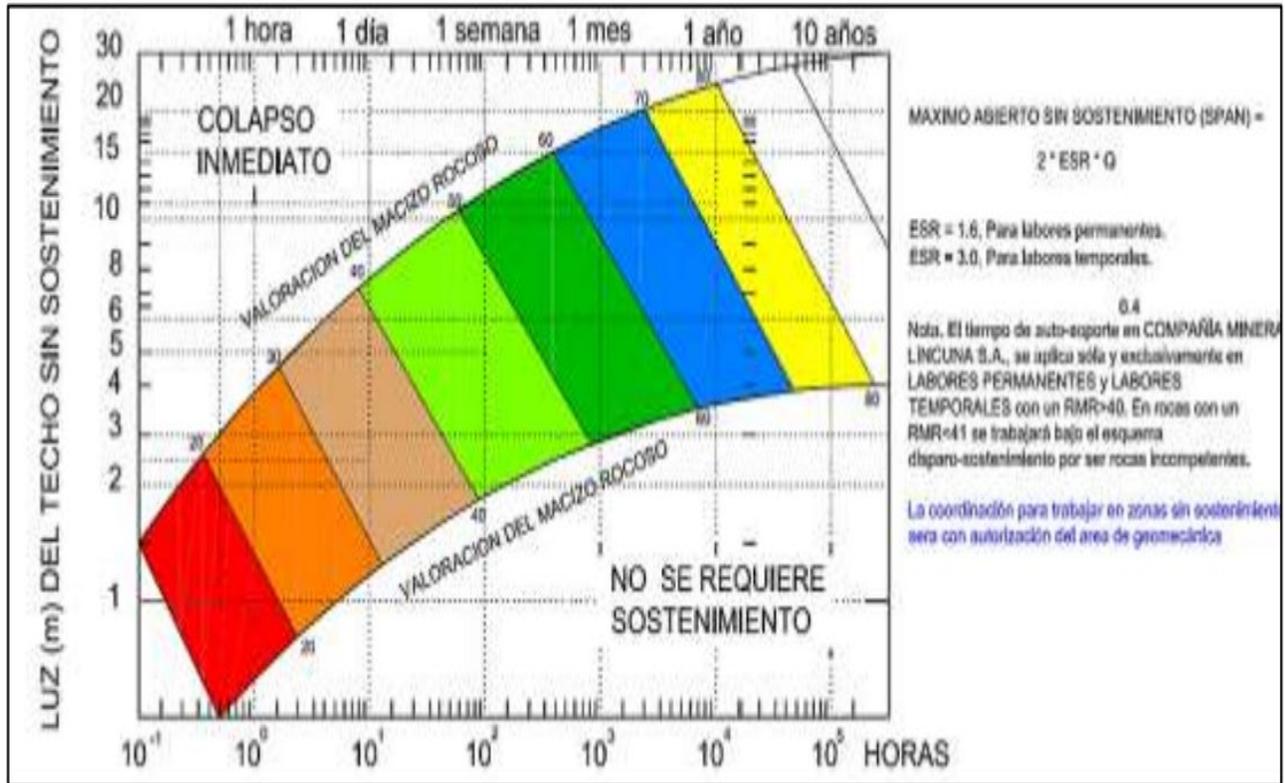
| CARTILLA DE SOSTENIMIENTO ESTANDAR - COMPAÑIA MINERA HUANCAPETI S.A.C. | | | | | | | | | |
|---|-------------|--|---|--|--|--|--|--|--|
| CODIGO | CALIDAD | CARACTERISTICAS DE LA ROCA | SOSTENIMIENTO EN LABORES PERMANENTES | | | SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES | | | |
|  | BUENA "A" | ROCA DURA LEVEMENTE FRACTURADA, SANA ALIGERAMENTE ALTERADA. | INSTALACIÓN DE PERNOS "CEMENTADOS Y/O PERNOS CON RESINA" DE MODO PUNTUAL, PARA EL CONTROL DE CUÑAS. | | | INSTALACIÓN DE PERNOS "DE FRICCIÓN Y/O PERNOS DE EXPANSIÓN" DE MODO PUNTUAL. NOTA: EN LABORES ANGOSTAS (ancho menor a 1.20m especialmente en tajos) COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD CON PLANTILLAS DE MODO OCASIONAL (para control de cuñas). | | | |
|  | BUENA "B" | ROCA DURA FRACTURADA, LIGERA A MODERADA ALTERACIÓN, CON HUMEDAD OCASIONAL. | INSTALACIÓN DE PERNOS "CEMENTADOS Y/O PERNOS CON RESINA" SISTEMÁTICOS ESPACIADOS A 1.70 x 1.70 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS. | | | INSTALACIÓN DE PERNOS "DE FRICCIÓN Y/O PERNOS DE EXPANSIÓN" SISTEMÁTICOS ESPACIADOS A 1.70 x 1.70 METROS DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS. | | | |
|  | REGULAR "A" | ROCA MEDIANAMENTE DURA, FRACTURADA, MODERADAMENTE ALTERADA, HUMEDAD LEVE. | INSTALACIÓN DE PERNOS "CEMENTADOS Y/O PERNOS CON RESINA" SISTEMÁTICOS ESPACIADOS A 1.50 X 1.50 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS. | | | INSTALACIÓN DE PERNOS "DE FRICCIÓN Y/O PERNOS DE EXPANSIÓN" SISTEMÁTICOS ESPACIADOS A 1.50 X 1.50 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS. | | | |
|  | REGULAR "B" | ROCA MEDIANAMENTE DURA, FRACTURADA MUY FRACTURADA, CON PRESENCIA DE ALGUNAS FALLAS MENORES, ALTERADA, HUMEDAD MODERADA. | INSTALACIÓN DE PERNOS "CEMENTADOS Y/O PERNOS CON RESINA" SISTEMÁTICOS ESPACIADOS A 1.50 X 1.50 METROS, DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBOS + MALLA ELECTROSOLDADA ESTANDAR.) SHOTCRETE DE 3" DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO DE 3" + PERNOS PUNTALES. (NOTA: LA MALLA DEBE COLOCARSE A ALTURA DE LA GRADIENTE) | | | COLOCAR PERNOS "DE EXPANSIÓN" SISTEMÁTICOS ESPACIADOS A 1.50x1.50 METROS CON MALLA ELECTROSOLDADA ESTANDAR HASTA ALTURA DE LA GRADIENTE // SHOTCRETE REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (2" DE ESPESOR) // DE 3" + PERNOS PUNTALES. | | | |
|  | MALA "A" | ROCA SUAVE, MUY FRACTURADA CON ALGUNAS FALLAS PANIZADAS DE MODERADA A FUERTE ALTERACIÓN, PRESENCIA DE HUMEDAD EN DISCONTINUIDADES, RELLENOS BLANDOS. | COLOCAR PERNOS "DE EXPANSIÓN" SISTEMÁTICOS ESPACIADOS A 1.50 x 1.50 METROS + MALLA ELECTROSOLDADA + SHOTCRETE REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (3" DE ESPESOR). NOTA: EN PRESENCIA DE SINTOMAS DE LIBERACIÓN DE ESFUERZOS REFORZAR EL SOSTENIMIENTO CON CINTAS METÁLICAS. | | | COLOCAR PERNOS "DE EXPANSIÓN" SISTEMÁTICOS ESPACIADOS A 1.20x1.20 METROS + MALLA ELECTROSOLDADA ESTANDAR HASTA ALTURA DE LA GRADIENTE // SHOTCRETE REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (2" DE ESPESOR) // CUADROS DE MADERA ENREJADOS. NOTA: EN CONDICIONES DE ALTOS NIVELES DE DEFORMACIÓN "CONVERGENCIA" SE DEBE REALIZAR NICHOS EN LOS HASTIALES PARA LIBERAR LOS ESFUERZOS. | | | |
|  | MALA "B" | ROCA SUAVE, MUY FRACTURADA A INTENSAMENTE FRACTURADA CON PRESENCIA DE FALLAS CON RELLENOS BLANDOS, MUY ALTERADA, ARGILIZADAS, PRESENCIA DE AGUA A MODO DE GOTEÓ. | COLOCAR PERNOS "DE EXPANSIÓN" SISTEMÁTICOS ESPACIADOS A 1.20x1.20 METROS + MALLA ELECTROSOLDADA ESTANDAR + SHOTCRETE REFORZADO CON FIBRA DE ACERO (3" DE ESPESOR) // CERCHAS METÁLICAS DE PERFIL H DE 6W ESPACIADAS A 1.20 METROS, COMPLETAMENTE ELEMENTADAS. | | | | | | |

| CODIGO DE COLORES | CATEGORIA | DESCRIPCIÓN CLASE DE ROCA | VALUACIÓN SEGÚN RMR | GSI | GRADO DE ESTABILIDAD | ABIERTO MAXIMO SIN SOSTENIMIENTO LABOR PERMANENTE (m) | TIEMPO DE AUTOSOORTE (DIAS) LABOR PERMANENTE | ABIERTO MAXIMO SIN SOSTENIMIENTO LABOR TEMPORAL (m) | TIEMPO DE AUTOSOORTE (DIAS) LABOR TEMPORAL |
|---|-----------|---------------------------|---------------------|-------------|----------------------|---|--|---|--|
|  | II A | BUENA A | 71 - 80 | LF/R, F/B | ESTABLE | 9.0 | 250 | 16.0 | 200.0 |
|  | II B | BUENA B | 61 - 70 | F/R | | 6.0 | 50 | 10.0 | 25.0 |
|  | III A | REGULAR A | 51 - 60 | F/P, MF/R | MED. ESTABLE A MED. | 4.0 | 8 | 6.0 | 6.0 |
|  | III B | REGULAR B | 41 - 50 | MF/P, IF/R | INESTABLE | 4.0 | 1 | 4.0 | 1 |
|  | IV A | POBRE A | 31 - 40 | MF/MP, IF/P | INESTABLE | --- | INMEDIATO | --- | INMEDIATO |
|  | IV B | POBRE B | 21 - 30 | IF/MP | | --- | INMEDIATO | --- | INMEDIATO |
|  | V | MUY POBRE A | <20 | T/MP | MUY INESTABLE | --- | INMEDIATO | --- | INMEDIATO |

Fuente: Unidad Minera Huancapeti S.A.C.

Figura 43

Gráfico de auto soporte de labores según RMR



Fuente: Departamento de geomecánica de U.M. Huancapeti S.A.C.

5.4. MINERÍA

La mina Coturcan para su explotación de mineral considera el método más económico y eficiente por tal caso considera criterios básicos tales como se mencionan a continuación:

- Factores económicos factibles de equipos de perforación y transporte.
- Forma, tamaño y posición especial del cuerpo mineralizado.
- Propiedades físicas y químicas de mineral de las rocas encajonantes.
- Forma, tamaño y posición especial del cuerpo mineralizado.

Carlos López Jimeno, indica algunos factores que serán necesarios para una selección del método de explotación se fundamenta en criterios técnicos como las condiciones geológicas del

yacimiento, la geometría del cuerpo mineralizado y la distribución de las leyes, así como en las características geomecánicas tanto del material estéril como del mineral, complementándose con un procedimiento numérico que permita evaluar y comparar distintas alternativas de explotación.

Dicha selección se realiza considerando el ritmo de producción requerido, la disponibilidad de personal especializado, las restricciones ambientales existentes y los aspectos económicos que hagan viable su implementación. Estos están en base al ritmo de producción, disponibilidad de mano de obra especializada, las limitaciones ambientales y aspectos económicos necesarios para su ejecución.

5.4.1. ZONAS DE PRODUCCIÓN

La producción de la Compañía Minera Huancapeti S.A.C. se concentra principalmente en la zona de Hércules, específicamente en los niveles inferiores al nivel 6 y hasta el nivel 4. La zona de estudio correspondiente a la Mina Coturcan abarca desde el nivel 370 hasta el nivel 105, alcanzando hasta el frontón 8. Asimismo, la zona Caridad comprende desde el nivel 6 hasta el nivel 5, iniciando exactamente desde el cruceo Caridad.

Estas minas están organizadas en sectores operativos, lo que permite una mejor gestión del desarrollo y explotación. Cabe resaltar que algunas bocaminas antiguas dentro de estas zonas se encuentran actualmente bloqueadas o cerradas, y están en proceso de rehabilitación como parte del plan de recuperación y mejora de la infraestructura subterránea existente.

La mina Coturcan produce 2,500.00 TMD, mientras que la mina Hércules produce 1,600.00 TMD y la Mina caridad produce 5,000.00 TMD estos aportes dependen de las preparaciones e infraestructura disponible de la compañía dentro de las zonas de producción.

5.4.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

5.4.2.1. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

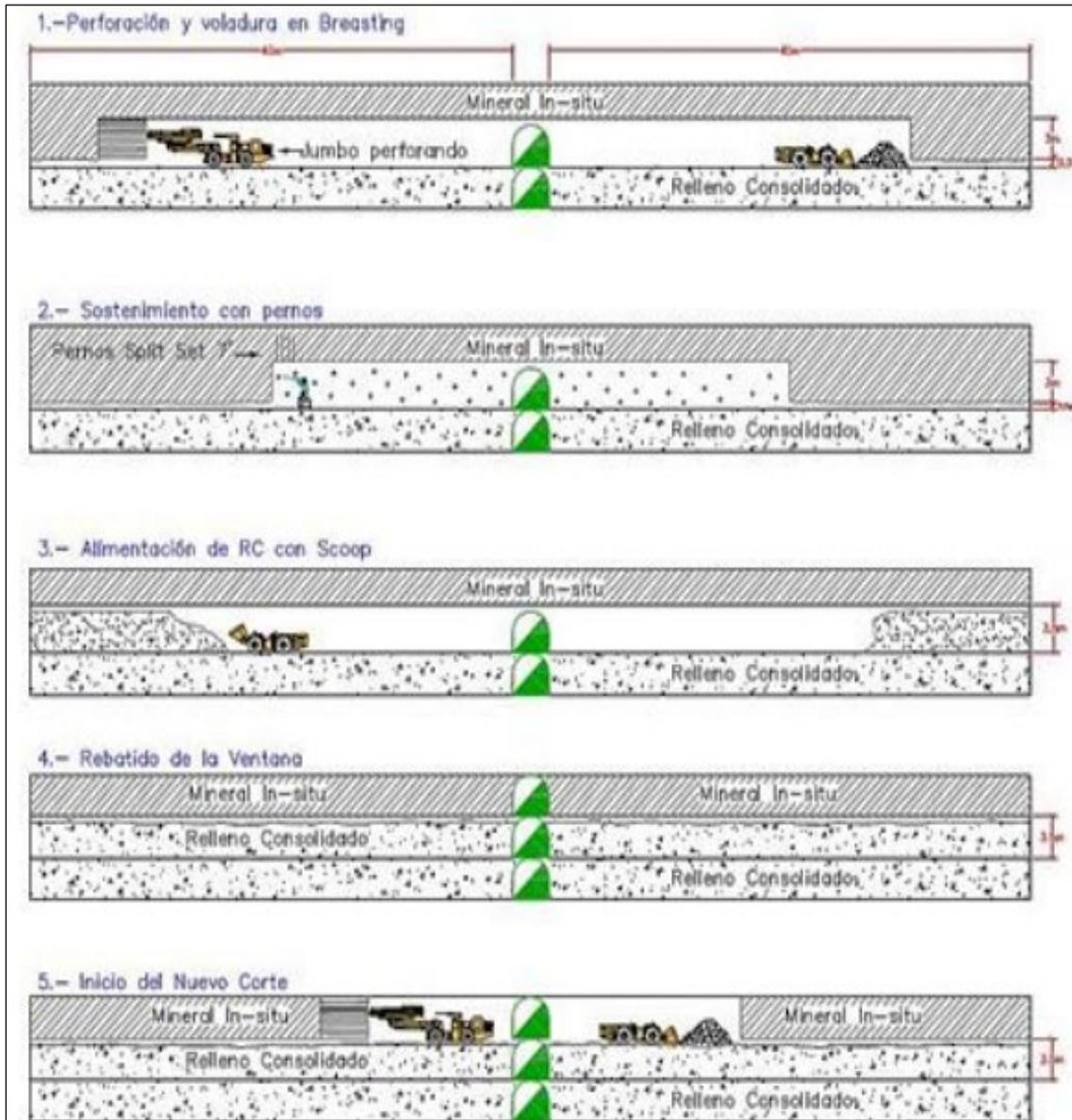
El método de explotación seleccionado en cuerpos y vetas se determina en base a criterios económicos y técnicos, siendo variable según las características del yacimiento. Entre los métodos aplicados se encuentra el *Sublevel Stopping*, y su variante de *corte y relleno ascendente mecanizado* para cuerpos de mayor volumen, mientras que en vetas angostas se utiliza el método de *corte y relleno convencional*, también conocido como corte y relleno propiamente dicho.

Si bien existen diferencias económicas entre ambos métodos, estas favorecen al corte y relleno ascendente, debido a su mayor adaptabilidad a condiciones irregulares y su potencial de mecanización. La distribución no uniforme del mineral tanto en el plano horizontal como en el vertical hace inadecuado el uso de métodos que dependan de la perforación con taladros largos, ya que dicha geometría irregular limita la eficiencia de estos métodos y puede aumentar la dilución del mineral.

La estructura mineralizada no presenta un comportamiento continuo a lo largo de los ejes longitudinales y verticales, lo que genera una geometría irregular y sinuosa en el yacimiento. Debido a esta condición, se requiere la aplicación de distintos métodos de explotación que se adapten a las variaciones geológicas y morfológicas del cuerpo mineral, como consecuencia de esta sinuosidad estructural, se emplea el método de minado con perforación en *Breasting*, el cual permite una mejor adaptación a los cambios de dirección y espesor de la veta, reduciendo así la sobredilución del mineral. Este método facilita una explotación más controlada y selectiva, especialmente en zonas donde la continuidad y regularidad del mineral es limitada. Entre los métodos aplicados bajo este enfoque se encuentran los siguientes:

Figura 44

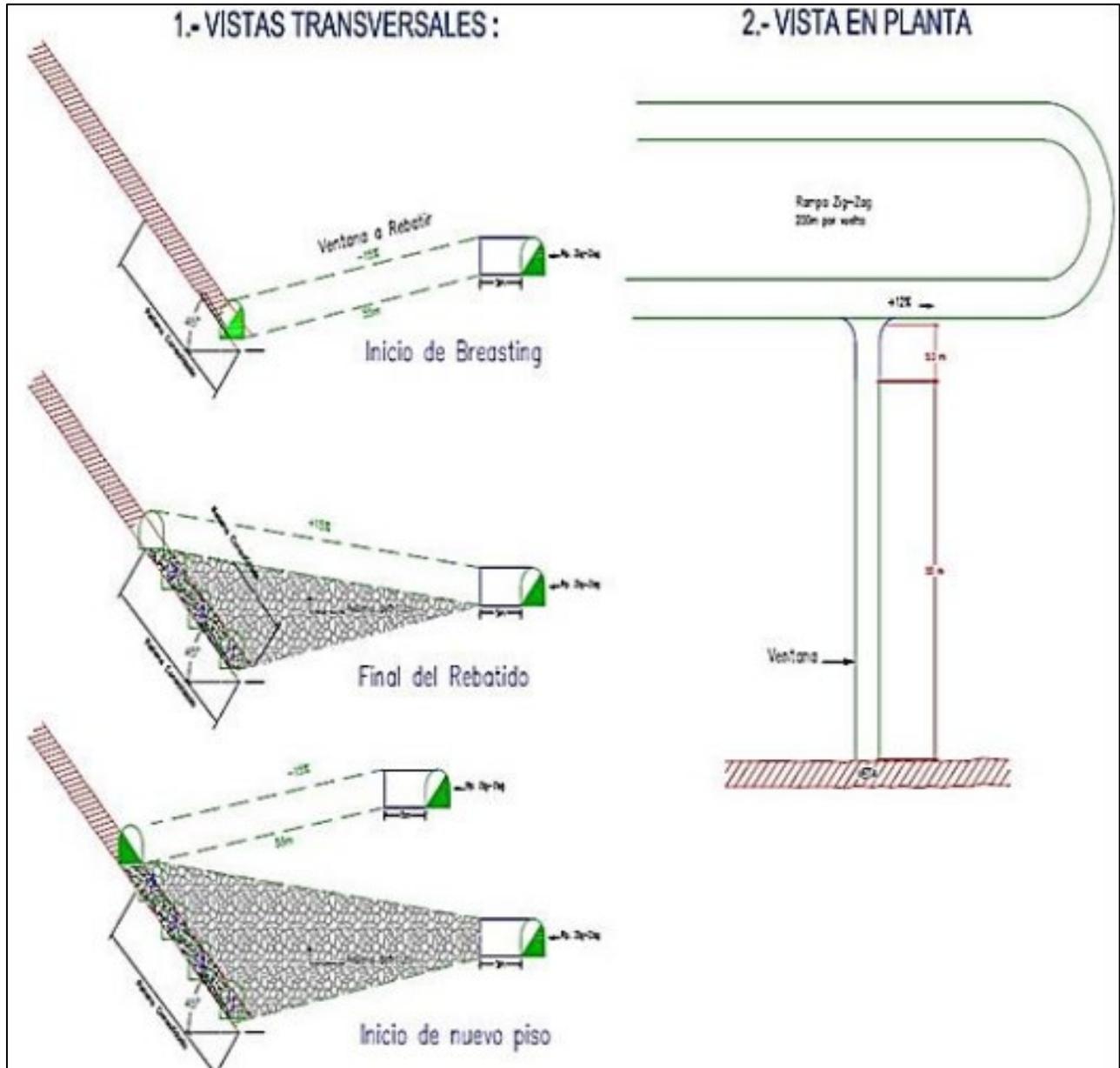
Corte y Relleno Ascendente con perforación Breasting



Fuente: Departamento de Mina – U.M. Huancapeti S.A.C.

Figura 45

Corte y Relleno ascendente con perforación en Realce



Fuente: Departamento de Mina – U.M. Huancapeti S.A.C.

5.4.3. EXPLOTACIÓN CON TALADROS LARGOS

El método de explotación por subniveles (*Sublevel Stopping*) consiste en dividir el cuerpo mineralizado en sectores para el laboreo y ejecutar el arranque del mineral desde subniveles de explotación, mediante disparos realizados en planos verticales con taladros largos dispuestos de

forma paralela o radial. Una vez ejecutada la voladura, el tajeo queda vacío tras la extracción del mineral.

Características: La explotación por subniveles (Sub level Stopping), con taladros largos es un método de minado de alta producción aplicable a cuerpos o vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad, este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral (Gonzales, 2012).

Los cuerpos de mineral deben tener formas y dimensiones regulares, porque el método no es selectivo. El uso eficiente de voladura en gran escala hace de la explotación por subniveles uno de los métodos de más bajos costos de la minería subterránea, la perforación de los taladros es ejecutada con máquinas perforadoras de taladros largos se tienen la ventajas y desventajas a continuación (Gonzales, 2012).

Ventajas

- El método de explotación por subniveles se adapta eficientemente a la mecanización, lo que permite alcanzar altos niveles de productividad en los tajeos, con rendimientos que pueden llegar hasta 110 toneladas por hombre-guardia en operaciones a gran escala.
- Posee una tasa de producción moderada a muy alta, con tajeos individuales que pueden superar las 25,000 toneladas por mes.
- Es un método seguro, y además, los subniveles son fácilmente ventilables, especialmente en operaciones con voladuras diarias o semanales.

- La recuperación del mineral puede ser superior al 90 %, siempre que se logre una recuperación efectiva de pilares. La dilución es generalmente baja, y en muchas operaciones puede mantenerse por debajo del 20 %.
- Los tajos pueden ser perforados con anticipación al disparo, permitiendo flexibilidad operativa. En operaciones de gran escala, las voladuras pueden ejecutarse semanalmente con equipos especializados y personal altamente calificado, lo que incrementa la eficiencia global del proceso

Desventajas

- a. Este método requiere una elevada inversión de capital, debido a la necesidad de ejecutar una gran cantidad de labores de desarrollo antes de iniciar la producción.
- b. No es un método selectivo, por lo que se requiere que la mayor parte del cuerpo mineralizado sea útil; además, las variaciones en las cajas techo o piso son difíciles de manejar.
- c. Su eficiencia disminuye considerablemente en zonas con baja inclinación, donde es esperable un aumento en la dilución.
- d. La presencia de humos provenientes de voladuras secundarias puede infiltrarse en los tajeos activos si se realiza un exceso de voladura secundaria, afectando las condiciones de trabajo.

5.4.4. OPERACIONES UNITARIAS DE MINADO

La Compañía Minera Huancapeti S.A.C. es la responsable de llevar a cabo la explotación de minerales polimetálicos mediante el método de minado subterráneo. El mineral extraído, junto con el desmonte excedente, es acarreado utilizando camiones con capacidades que oscilan entre las 25 y 30 toneladas, los cuales transportan el material hacia la planta de tratamiento de minerales.

En dicha planta se obtienen los concentrados destinados a la comercialización, mientras que los relaves generados son derivados a los depósitos disponibles para su disposición final.

Las operaciones mineras se ejecutan de forma progresiva y sistemática, en concordancia con la planificación establecida en el plan de producción, exploración y preparación. Estas actividades comprenden las operaciones básicas de explotación, que a su vez incluyen las operaciones unitarias esenciales del ciclo minero subterráneo, como la perforación, voladura, sostenimiento, carguío, acarreo y transporte del mineral o del desmonte hacia el depósito de estériles correspondiente.

5.4.4.1. PERFORACIÓN

La perforación es una de las actividades más importantes dentro del ciclo de minado, ya que permite preparar el macizo rocoso para su posterior voladura y extracción. Para esta operación se utilizan tanto máquinas perforadoras neumáticas tipo “Jack Legs” como equipos de perforación electro-hidráulica, tales como jumbos y simbas.

La longitud de perforación varía según el tipo de equipo y el propósito de la labor. En el caso de las máquinas neumáticas, la longitud se encuentra entre los 6 y 8 pies. Por otro lado, con los equipos electro-hidráulicos, la perforación alcanza entre 8 y 12 pies, dependiendo si se trata de perforaciones en realce o breasting, mientras que en el caso de taladros largos, las longitudes pueden variar entre 10 y 25 metros, según el diseño y la geometría de la labor a ejecutar.

Figura 46

Perforación con Equipo Simba Sandvick DD-2710 en Mina Coturcan



Fuente: Propia

5.4.4.2. VOLADURA

Es la segunda operación más importante después de la perforación, ya que de ella se obtendrán resultados de fragmentación óptimos que facilitarán las operaciones posteriores de carguío y transporte. Una voladura bien ejecutada, con un adecuado control en el techo y en las paredes, contribuirá a minimizar la sobrerotura en las zonas de trabajo, preservando la estabilidad del entorno minero. Además, el uso de explosivos adecuados tiene un impacto positivo en la reducción de la emisión de gases tóxicos producto de la detonación.

Los tipos de explosivos utilizados comúnmente en los frentes y tajos son las emulsiones E-1000, E-3000 y E-5000, así como el ANFO en sus distintas variantes. En cuanto a los accesorios de voladura, se emplean faneles no eléctricos de periodo corto y periodo largo, Petacorp 5P, y como sistemas de iniciación se utilizan los iniciadores CARMEX, acompañados de su respectiva mecha rápida, garantizando así un proceso seguro y eficiente.

Figura 47

Carguío con ANFO en perforaciones de taladros largos



Fuente: Propia

5.4.4.3. VENTILACIÓN

La mina cuenta con altos estándares establecidos por la disposición D.S. 024-2016-EM y su modificatoria D.S. 023-2017-EM, las cuales disponen el uso de ventilación forzada para garantizar condiciones adecuadas de trabajo. La mina Coturcan dispone de un sistema de ventilación natural que cubre aproximadamente el 10 % de la demanda total de aire, mientras que el 90 % restante del caudal requerido se obtiene mediante el uso de ventiladores axiales, los cuales operan en distintas zonas estratégicas dentro de la mina.

Entre los equipos principales se encuentra un ventilador de extracción con capacidad de 100,000 cfm, instalado en el nivel Lorena de la zona Hércules. Además, se cuenta con ventiladores

ubicados en diferentes frentes de trabajo, con capacidades individuales de 50,000 cfm. Para labores de avance y desarrollo, se utilizan ventiladores auxiliares de caudales variables, que incluyen equipos de 30,000 cfm, 20,000 cfm y 10,000 cfm, instalados de acuerdo con los requerimientos específicos de ventilación en cada frente de trabajo.

Figura 48

Sistema de ventilación con mangas de ventilación



Fuente: Propia

5.4.4.4. LIMPIEZA DEL MINERAL/DESMONTE

La limpieza de mineral y desmonte desde los tajos se realiza con equipos LHD, los cuales operan en condiciones subterráneas para recoger y transportar el material extraído. El recorrido de distancia desde los tajos hacia las cámaras de carguío y/o directamente hacia los volquetes varía entre los 100 a 350 metros, dependiendo de la ubicación del frente de trabajo. Las capacidades operativas de los equipos Scooptram utilizados para esta tarea son de 3.0, 4.4 y 6.0 yardas cúbicas

(yd³), lo que permite adaptar el acarreo a las condiciones del tajo, la distancia y la infraestructura disponible.

Figura 49

Equipos de limpieza de mineral y desmonte LHD (SCOOPTRAM CAT R 1600G)



Fuente: Propia

5.4.4.5. PREPARACIÓN PARA EL RELLENO

La preparación para el relleno de los espacios vacíos luego del acarreo de mineral es sencilla, consiste simplemente en el marcado de nivel de relleno. Las distancias de acarreo entre los puntos de acumulación de desmonte y los tajos varían entre los 100 y 350 metros. El material detrítico en ciertas ocasiones no es suficiente para el relleno de tajos. El relleno constituye un componente fundamental del método de minado, y la no disposición del relleno detrítico en volumen adecuado genera condiciones subestándares de minado, en alturas de excavación que van desde los 4.0 hasta los 7.0 metros, y anchos que van desde 4.0 hasta los 12.0 metros, donde el uso de barretillas se ve limitado por su alcance y por la carencia de iluminación. Esto genera

inestabilidad de las paredes del tajo debido a fenómenos de descompresión y relajación, además de representar una restricción total para continuar con el ciclo de minado, lo que paraliza las operaciones en el tajo, genera rotación del personal y con ello la consecuente disipación de recursos y baja productividad hombre-guardia.

Las fuentes para el relleno detrítico se generan en las labores de avance como los cruceros, bypass, chimeneas, rampas, entre otros. Esto se aprovecha para el relleno de tajos, y por lo tanto, al existir una mayor cantidad de desmonte, se explica el acarreo y limpieza hacia los botaderos en el exterior de la mina.

5.4.4.6. LABORES DE PREPARACIÓN Y AVANCE

Las labores de preparación y avance que actualmente se tiene en la mina Coturcan es: rampas principales de profundización, de sección 4.0 metros x 4.0 metros, con gradientes de hasta 12 % de Bypass principal que está cada 80 metros en desnivel, de sección 3.5 metros x 3.5 metros, y tiene una separación de 20 metros en promedio de la estructura mineralizada, como también ventanas hacia la estructura mineralizada cada 100 metros en promedio a partir del bypass principal, de secciones de 3.5 metros x 3.5 metros. También se tiene galerías sobre la estructura mineralizada de sección 3.5 metros x 3.5 metros con gradiente positivo de 0.5 %, y las cámaras de bombeo de sección 3.5 metros x 3.5 metros con inclinaciones negativas de 15 % y para los pulmones de ventilación acceso de servicios de sección de 3.5 metros x 3.5 metros generalmente de gradiente horizontal.

Figura 50

Perforación con Sandvik D311 de labores Horizontales y rampas de profundización



Fuente: Propia

Figura 51

Proceso de carguío de labores horizontales

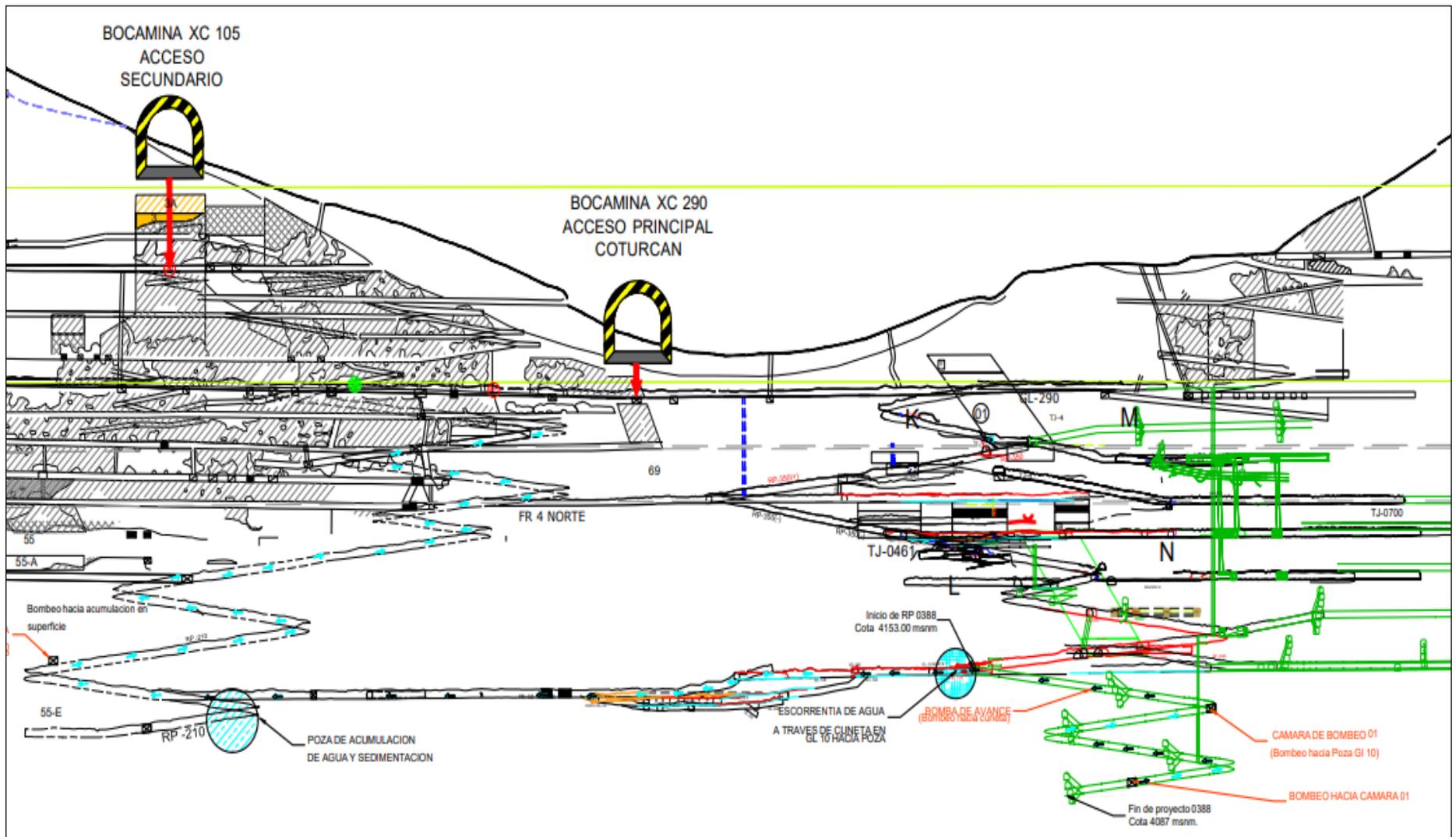


Fuente: Propia

ANEXO 2: MATRIZ DE CONSISTENCIA

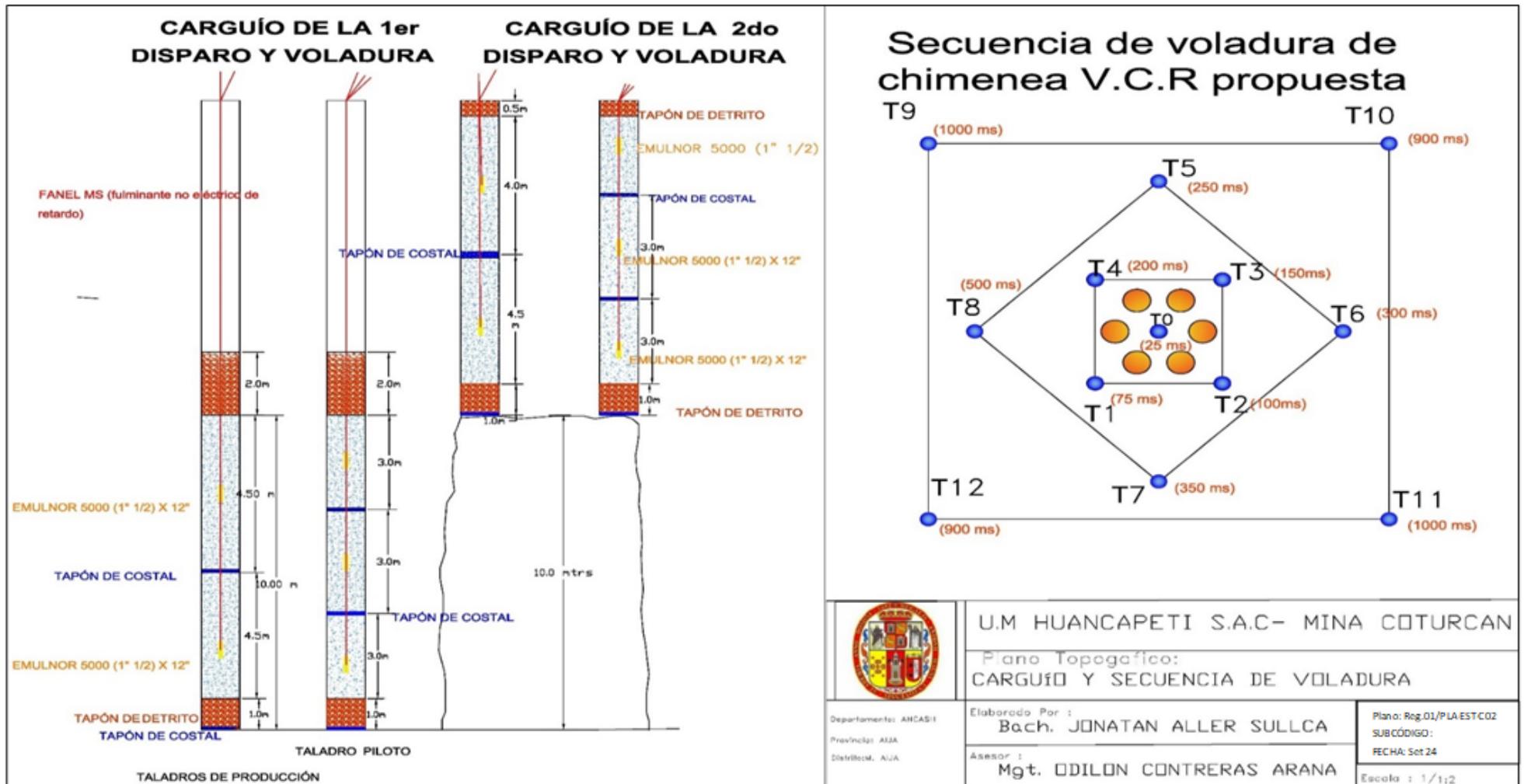
| FORMULACIÓN DEL PROBLEMA | OBJETIVO DE LA INVESTIGACIÓN | HIPOTESIS DE LA INVESTIGACIÓN | VARIABLES | INDICADORES |
|--|---|---|---|--|
| 1) PROBLEMA GENERAL | 1) OBJETIVO GENERAL | 1) HIPÓTESIS GENERAL | 1) VARIABLE DEPENDIENTE | |
| ¿Qué método de construcción de chimeneas resulta técnica y económicamente más apropiado en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti - Ancash? | Determinar el método de construcción de chimeneas más apropiado técnica y económicamente, en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash | El estudio comparativo de métodos de construcción de chimeneas nos indicara que método es el más apropiado técnica y económicamente para la Mina Coturcan de la U. M. Huancapeti – Ancash. | Construcción de Chimeneas <ul style="list-style-type: none"> • VCR • Raise Boring | <ul style="list-style-type: none"> • m/taladro |
| 2) PROBLEMAS ESPECÍFICOS | 2) OBJETIVOS ESPECÍFICOS | 2) HIPÓTESIS ESPECIFICAS | VARIABLE INDEPENDIENTES | |
| ¿Cuál de los métodos de construcción de chimeneas es el más conveniente de aplicar en la mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash? | Determinar el método de construcción de chimeneas que es aplicable en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash. | Mediante el estudio comparativo de métodos de construcción de chimeneas se seleccionó el más adecuado para ser aplicado en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash | Evaluación técnica y económica <ul style="list-style-type: none"> • Calidad de roca | <ul style="list-style-type: none"> • RMR, RQD • m2, m. • m perforados |
| ¿Cuál será el estándar de diseño de perforación y carga explosiva en la construcción de chimeneas en la mina Coturcan de la U.M. Huancapeti - Ancash? | Determinar el estándar de diseño de perforación y carga explosiva para el método de construcción de chimeneas en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash | Se determinó la estandarización del diseño de perforación y carga explosiva para el método de construcción de chimeneas en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash | <ul style="list-style-type: none"> • Dimensiones de la chimenea • Perforación | <ul style="list-style-type: none"> • Factor de voladura • Días |
| ¿Cuál de los métodos de construcción de chimeneas es más rentable y de mejor rendimiento operativo según los factores geomecánicos en la Mina Coturcan de la U.M. Huancapeti - Ancash? | <ul style="list-style-type: none"> • Seleccionar el método de construcción de chimeneas, entre el método VCR (Vertical Crater Retreat) y el método Raise Boring, que ofrezca el mejor rendimiento operativo y menor costo de ejecución, con base en criterios técnicos y económicos, para su aplicación en la Mina Coturcan de la Unidad Minera Huancapeti – Ancash. | Se eligió uno de los métodos de construcción de chimeneas por ser más económico y de mejor rendimiento en tiempo operativo para los fines de la mina Coturcan de la U.M. Huancapeti – Ancash. | <ul style="list-style-type: none"> • Voladura • Tiempo de ejecución • Costos de construcción | <ul style="list-style-type: none"> • US\$/M, \$/Chimenea |

ANEXO 3: VISTA EN PERFIL DE LA MINA COTURCAN CON LOS PRINCIPAL



Fuente: Unidad minera Huancapeti S.A.C.

ANEXO 4: PROCESO DE CARGUÍO DE LOS TALADROS 1RA Y 2DA ETAPA DE VOLADURA, CUADRO DE SECUENCIA DE VOLADURA DE DISPARO DE LA CHIMENEA



Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 5: REGISTRO FOTOGRAFICO DE ACOMPAÑAMIENTO EN ACTIVIDADES – H1354 SIMBA EPIROC.



Fuente: Propia

Figura 52

Regado frente de trabajo GL-372.



Fuente: Propia

Figura 53

Capacitación a todo personal perforistas y cargadores.



Fuente: Propia